

10/89

100

ÉCOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT GENIE MINIER

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

PROJET DE FIN D'ETUDES

Pour l'Obtention du Grade d'Ingénieur d'Etat en Mines

S U J E T

DETERMINATION DES PROPRIÉTÉS
PHYSICO-MÉCANIQUES
ET APPRÉCIATION DU PLAN DE TIR
(dans les conditions de la Carrière calcaire
de Meftah)

Proposé par :

Etudié par :

Dirigé par :

Pr KLAUS KOCH

ZOO ZAME PHILEMON

Pr KLAUS KOCH

PROMOTION : Juin 89



الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

وزارة التعليم العالي
MINISTRE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR

ÉCOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT

GENIE MINIER

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
المكتبة — BIBLIOTHEQUE
Ecole Nationale Polytechnique

PROJET DE FIN D'ETUDES

Pour l'Obtention du Grade d'Ingénieur d'Etat en Mines

SUJET

DETERMINATION DES PROPRIÉTÉS
PHYSICO-MÉCANIQUES
ET APPRÉCIATION DU PLAN DE TIR
(dans les conditions de la Carrière calcaire
de Meitah)

Proposé par :

Etudié par :


Dirigé par :

Pr KLAUS KOCH

ZOO ZAME PHILEMON

Pr KLAUS KOCH

PROMOTION : Juin 89

-  D I C A C E -

---ooOoo---

- A LA MEMOIRE DE MES PARENTS

- A MES FRERES ET SOEURS

- A MES AMIS

----ooOoo----

- R E M E R C I E M E N T S -

---oooOooo---

Je me dois de remercier tous ceux qui ont bien voulu m'apporter leur collaboration pour la réalisation de ce travail. Ils sont trop nombreux pour être nommés, mais je me permet, de citer en particulier :

- le Professeur KLAUS KOCH, mon promoteur pour ses conseils et encouragements, qu'il trouve ici l'expression de mon profond respect et ma gratitude,

- le D^r. MOHAMED AGUID, D^r. WENDA et M^r. LOUMI, ainsi que tous les enseignants du département du Génie Minier, pour tout le temps et l'attention qu'ils m'ont accordé,

- les responsables de la Direction de l'Exploitation de l'E.R.C.C. et le chef de la carrière de Meftah, pour les facilités et les informations qu'ils m'ont donné,

- Mme. BENATTOU, pour la dactylographie de ce projet,

- A tous les membres de la mission diplomatique du CAMEROUN à ALGER, et plus particulièrement M^r. NKOLO MARTIN.

---oooOooo---

- S O M M A I R E -

---oooOooo---

- INTRODUCTION ET GENERALITES -

I - CONDITIONS GEOLOGICO - MINIERES

- I-I - Conditions géologiquesPg 1
- I-2 - Conditions tectoniques.....Pg 1
- I-3 - Caractéristiques du gisementPg 2
 - I-3-1 - Choix du site de la carrière.....Pg 5
 - I-3-2 - Forme du gisementPg 5
 - I-3-3 - Facteurs géologiques affectant l'exploitation.....Pg 5
 - I-3-4 - Description pétrographique et analyses chimiques.....Pg 7

II - DETERMINATION DES PROPRIETES PHYSICO-MECANIQUES

- II-I- Détermination de la masse volumiquePg 15
 - II-I-I- Méthode de pesage hydrostatique..Pg 15
 - II-I-2- Pratique et schéma de mesurePg 15
 - II-I-3- Détermination de l'absorption et du degré de saturation.....Pg 16
- II-2- Détermination de la masse spécifiquePg 17
 - II-2-I- Méthode du pycnomètrePg 17
 - II-2-2- Opérations pratiques de la méthodePg 17
 - II-2-3- Détermination de la porosité.....Pg 19

II	II-3- Détermination de la résistance à la compression.....Pg 25	
	II-3-I- Principes d'exécution de l'essai.....Pg 25	
	II-3-2- Déformation en compression.....Pg 27	
	II-3-3- Réalisation de l'essai.....Pg 31	

III - CONDITIONS TECHNIQUES

	III-I- Etude de la fissurité.....Pg 37	
	III-I-I-Détermination de l'intensité de fissuration.....Pg 37	
	III-I-2-Détermination de l'indice acoustiquePg 38	
	III-I-3-Recommandations sur la fragmentationPg 42	
	III-2- Etude d'exploitationPg 43	
	III-2-I-Influence de la topographie.....Pg 43	
	III-2-2-Plan de foragePg443	
	III-2-3-Les explosifs.....Pg 44	
	III-2-4-Chargement des trousPg 44	
	III-2-5-AmorcesPg 45	
	III-2-6-Débitage secondaire.....Pg 46	

I

IV - ETABLISSEMENT DU PLAN DE TIR

	IV -I- Théorie sur les effets créés par l'explosif sur la roche.....Pg 40	
	IV -2- Tir en parois.....Pg 40	
	IV -2-I-Les indices de difficultés d'exploitation.....Pg 52	

VV -2-2-Pratique à trous inclinés.....Pg	53
IV -3- Calcul des paramètres du tir.....Pg	55
IV -3-I-Calcul de charge par trous inclinés.....Pg	57
IV -4- Calcul des paramètres de tir à trous verticauxPg	66
IV -4-I-Plate forme de travailPg	70
IV -4-2-Plate forme de sécurité.....Pg	71
IV -5- Dispositions particulières de l'effet de tir sur l'environnement.....Pg	75
IV -5-I-Les vibrations du sol.....Pg	75
IV -5-2-Tir soigné.....Pg	76
- <u>CONCLUSION</u>	Pg 81
- <u>BIBLIOGRAPHIE</u>	Pg 84

- I N T R O D U C T I O N -

---oo0oo---

L'infrastructure et les problèmes d'habitat revêtent en Algérie une grande importance, vu les retards accumulés jusqu'à ce jour. Pour rattraper ces retards, l'essor de l'industrie des matériaux de construction s'impose.

Le sous-sol algérien est riche en gisement de matériaux de construction. La valorisation de ces gisements à travers les travaux miniers doit avoir pour but d'atteindre les indices optimaux de l'économie nationale, en déterminant la valeur, la distribution juste des composants utiles ainsi que la technologie et les techniques correspondantes. L'efficacité accrue des travaux miniers et l'utilisation rationnelle des réserves des gisements des minéraux utiles est donc nécessaire.

Le maillon primitif du processus technologique lors de l'exploitation à ciel ouvert est bien la préparation de la roche à l'extraction qui prédetermine en grande partie le rendement des engins miniers, la sécurité de travail et en général l'efficacité des travaux à ciel ouvert.

Pour accomplir cette tâche, il faut réaliser un ensemble d'études sur le massif du gisement ainsi que sur la roche. Dans notre travail, nous allons tenter de procéder à cette étude dans les conditions du massif calcaire de la carrière de Meftah.

- G E N E R A L I T E S

---oo0oo---

Actuellement la carrière est exploitée de bas en haut sur quatre (4) niveaux, les niveaux I52, I7I, I80 et 200, dont les hauteurs des gradins sont respectivement 19, 9, 20 et 15 m. L'avancement du front de taille s'effectue en direction générale du Nord au Sud. La distance entre les gradins ou la largeur des plates-formes de travail, dans la partie centrale de la carrière est en moyenne de 20 m, s'élargissant jusqu'à 60 m à l'Est, mais se rétrécissant jusqu'à 6 m à l'Ouest. Cette situation est contraire aux normes de sécurité et de travaux miniers (pour le chargement et le roulage) où cette distance doit être au minimum de 60 m.

Le gradin du niveau 200, dans la partie Est de la carrière a atteint une hauteur de 20 m et son avancement dans la même direction, risque d'augmenter encore davantage sa hauteur, ce qui est interdit par la réglementation en vigueur sans l'obtention de dérogation du service des mines.

La poursuite de l'exploitation dans la même direction par les gradins existants nous amènera après 100 m d'avancement du niveau 200 à une hauteur du gradin de 30 m, sans résoudre le problème des plates-formes de travail des niveaux I80 et I7I, ni le danger de projection des débris de roche pendant le tir, sur le carreau de la carrière où se trouvent encore des habitations.

En plus, la poursuite d'une telle exploitation, empêchera l'évolution normale de la carrière, entraînant l'arrêt des travaux miniers sur les niveaux I52, I7I et I80, ce qui pratiquement signifie une baisse de 50% de la production nécessaire pour le bon fonctionnement de la cimenterie.

Dans la carrière de Meftah, il se pose en outre, un problème sérieux de la fissurité des gradins, fissurité qui réduit l'efficacité des travaux miniers dans leur processus technologique.

Le but de notre travail, est une tentative de l'appréciation des propriétés géomécaniques dont dépendent la stabilité des talus, le problème de la fissurité et l'adoption d'un plan de tir. Certaines données chimiques et pétrographiques peuvent confirmer la qualité du calcaire pour sa meilleure utilisation pour la production du ciment.

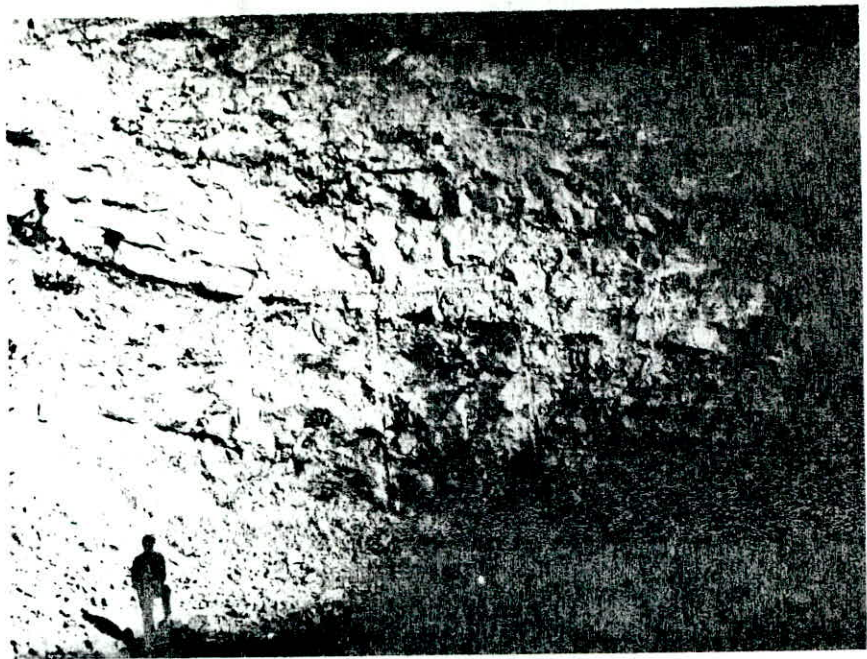


FIG.1 - carrière de Meftah : 1er gradin, vers direction de l'Est. On voit la fracturation perpendiculaire à la stratification, des plans de glissement avec intrusion d'argiles rouges.



FIG.2 - 3ème gradin, direction SUD-EST. La fracturation est perpendiculaire à la stratification. On voit aussi deux plans de fracturation obliques.



FIG.3 - Ier gradin, direction
NORD-EST. Au milieu de
la photo on voit la limi-
te entre le calcaire pur
(plus haut) et le calcai-
re impur (plus bas).

Les différents types de
fracturations sont visi-
bles.



FIG.4 - Détails du calcaire
impur de la fig.3

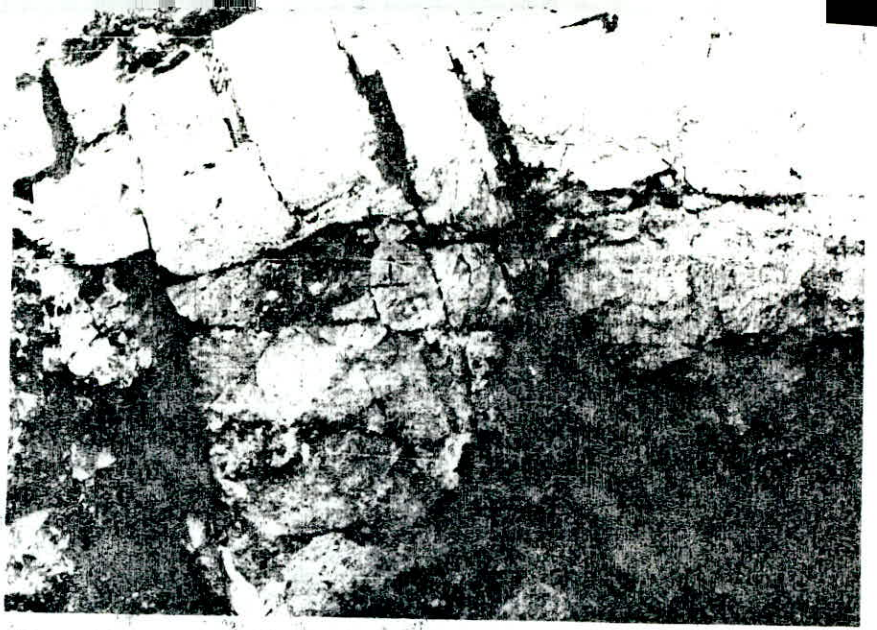


FIG.5 - Direction SUD-EST (2ème gradin). La fracturation et la microfissuration sont visibles avec une intrusion d'argiles rouges. La flèche montre le point de prélèvement de l'échantillon $Z_{2,I}$.

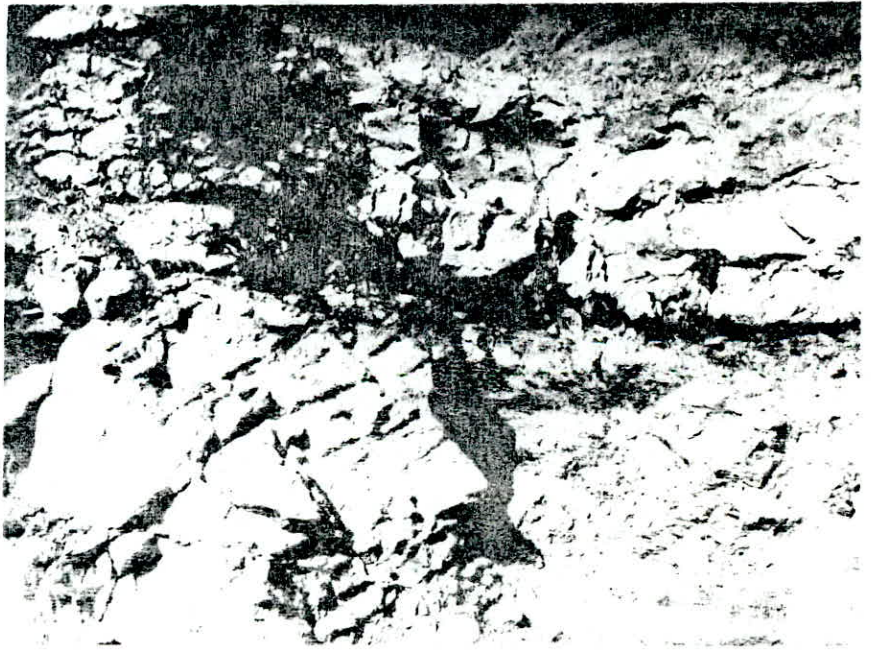


FIG.6 - 1er gradin direction EST. Zone fortement fracturée avec cavités karstiques et intrusion des argiles rouges qui se trouvent également dans le plan de glissement.

CHAPITRE - I -

CONDITIONS GEOLOGICO - MINIERES

---o^oo^oo^oo^o---

I - CONDITIONS GEOLOGICO - MINIERES

I - I : CONDITIONS GEOLOGIQUES

La carrière de Meftah est située à la base de Djebel Zerouala, au pied des montagnes Atlas, au Nord de l'Algérie.

Pour l'exploitation rationnelle de la carrière, il est impératif de connaître les conditions géologiques du calcaire de MIOCENE et la couverture du PLIOCENE et celle du quaternaire, parceque le calcaire du MIOCENE après le processus d'exploitation, il sera utilisé dans la fabrication du ciment tandis que la couverture de PLIOCENE et celle du quaternaire seront acheminés au terril.

Le calcaire de l'âge du MIOCENE inférieur Nord, recouvre les plus vieilles roches de la région qui reposent sur le grès-conglomérat et ailleurs sur l'argile. Il est en majeure partie fort en calcium, mais se réduit graduellement en calcaire silicieux. Il y a deux grandes régions de calcaire et plusieurs autres petites aires de moindre importance.

Le pendage régionale du calcaire est incliné vers le Nord, Mais il est localement interrompu par les glissements et les failles.

L'épaisseur du calcaire est fortement variable :

- le calcaire de haute qualité est bien exposé avec des falaises proéminantes de couleur grise à la surface, mais il devient blanc ou jaune crème sous la surface. Le calcaire est généralement cristallin ou granuleux d'une dureté variable. Le calcaire cristallin étant ici plus dur.

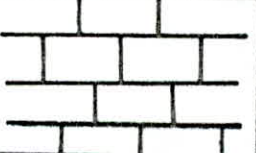


Parfois, les fossiles foramifères, lamelli-branches et brachiopodes sont abondants, mais les fossiles d'algues sont les plus visibles.

Le calcaire de qualité inférieure ou silicieux, n'est pas aussi bien exposé que le calcaire de haute qualité parcequ'il a tendance à s'user facilement par les intempéries et il est aussi souvent couvert par les éboulis de calcaire pur. Il est caractérisé par une teneur en silice et en alumine plus élevé.

I - 2 : CONDITIONS TECTONIQUES DU GISEMENT

Au Nord de Meftah, s'étend la fertile plaine côtière de Mitidja. La région possède une structure géologique complexe telle que suggérée par les nombreuses discordances et les structures de plissements

La Coupe Stratigraphique dans la région de Meftah

Système	Section	Coupe	Lithologie
Quaternaire	Pleistocène	~ ~ ~ ~ ~ ~ ~ ~ ~ ~ ~ ~	- Argile et sable - Plissage et discordance
		Néogène	Pliocène moyen N ₂
Miocène Inférieur N ₁			Calcaire
			
Paléogène	Eocène moyen P ₂		Schiste - Quartzite

qui se situent dans la séquence géologique.

Une déformation structurale a affecté, toute la région de Meftah et a généralement produit un plissement s'orientant Nord-Est et Sud-Ouest et des failles le long de deux principales orientations Nord, Nord-Est (N.N.E) Sud, Sud-Ouest (S.S.W) et Ouest Sud-Ouest (W.S.W) Est, Sud-Est (E.S.E) essentiellement comme failles normales. Cette déformation est des plus visibles, la plus frappante dans le calcaire et dans les formations en dessous.

Dans cette carrière de Meftah, nous avons procédé à la mesure de quelques plans de failles et diaclases. C'est ainsi que la remarque générale a été que, l'angle des plans des diaclases va de 70°-100° avec une particularité au niveau du premier gradin ou l'on observe des diaclases arrondies prenant l'aspect d'une structure microconglomératique. Ces mesures faites à la boussole, sont sans doute sommaires car l'aspect de la fracturation de la carrière de Meftah est très complexe.

I - 3 : CARACTERISTIQUES DU GISEMENT

Les formations souterraines situées à proximité du site de la cimenterie de Meftah sont constituées principalement de calcaire impur et d'argile renfermant des lentilles de calcaire à haute teneur en carbonate et dont l'exploitation industrielle peut être rentable. La localisation de dépôts exploitables de calcaire et d'argile a été déterminée et évaluée par la firme Watts, Griffis et Mc Ouat Limited.

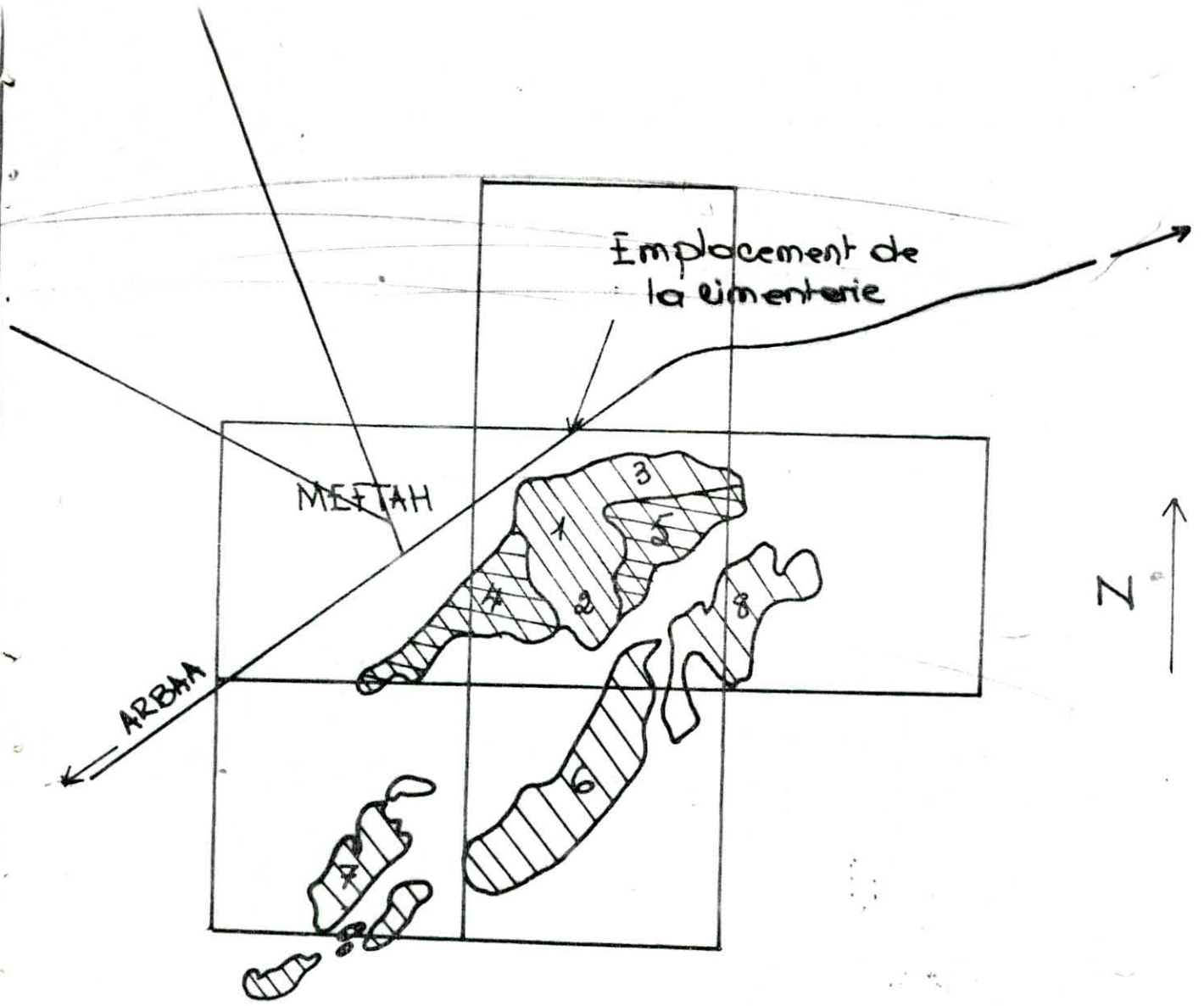
Ce procédé d'évaluation aura donné des résultats qui sont d'une précision suffisante.



Des huit (8) formations de calcaire situées près de la localité de Meftah, trois (3) d'entre elles renferment des dépôts de calcaire qui pourront être utilisés pour la production de ciment.

Ces dépôts sont :

- Région I : 31 millions de tonnes avec une teneur minimum de 48% CaO,
- Région 6 : 46 millions de tonnes avec une teneur minimum de 48% CaO,
- Région 8 : 7 millions de tonnes avec une teneur minimum de 48% CaO.

.../...



- Legende Geologique.
-  Calcaire
 -  Argile

Watts Griffs and Mc Duat Ltd.
Cimenterie de Meftah
Carte Geologique Generale.
Echelle: 1:50000

I-3-I : Choix du site de la carrière

Des trois-(3) dépôts connus, celui de la région (I) paraît le plus économique à exploiter pour au moins les (10) prochaines années, principalement parcequ'il est le plus proche de la cimenterie et que sa configuration s'adaptera à une méthode d'exploitation simple. Le site a aussi l'avantage d'être déjà aménagé et accessible par un réseau de chemins qui à la longue pourra être incorporé dans un réseau de plus grande envergure. Le rocher de ce site étant déjà taillé, devrait présenter moins d'imprévus durant l'exécution des travaux.

L'exploitation du dépôt contenu dans la région (I) sera de 24 ans au rythme annuel prévu de 1,3 millions de tonnes.

I-3-2 : La forme du gisement

Le dépôt de calcaire a une forme de lentille à surface rectangulaire reposant sur le flanc Ouest d'une formation d'argile à faible pente.

La lentille a une surface plane de 775x425 m et une épaisseur maximum de l'ordre de 80m. Le calcaire a une dureté de 3, et est compacte n'a pas de foliation apparente mais est tacheté de cavités.

Le dépôt se divise en 3 couches parallèles, soit une couche épaisse à haute teneur en carbonate suivie de deux couches minces à teneur décroissante.

On rapporte la présence de l'eau souterraine au contact argile - calcaire.

Le volume et la teneur des trois épaisseurs suivantes sont :

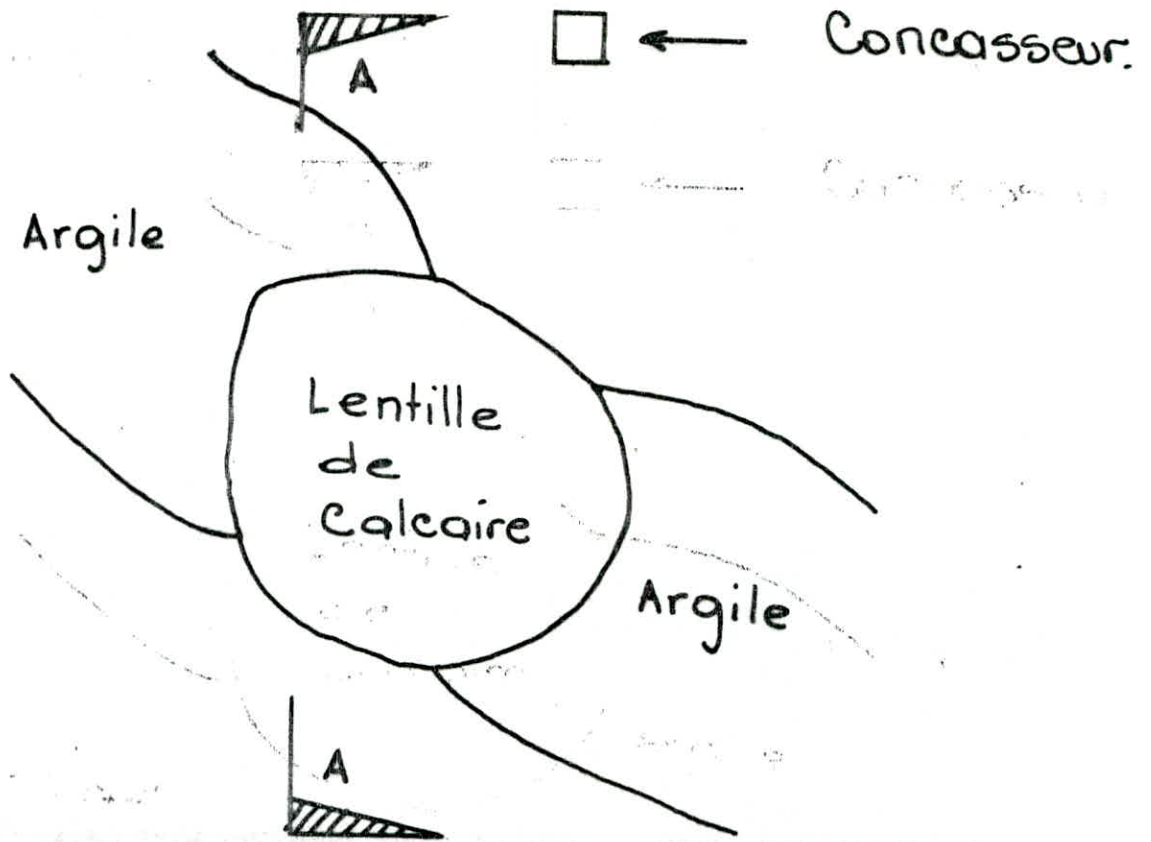
- couche 3 C : épaisseur "1" : 31,0 millions de tonnes avec une teneur minimum de 48% CaO

- couche 3 B : épaisseur "2" : 1,5 millions de tonnes avec une teneur minimum de 40 - 48% CaO

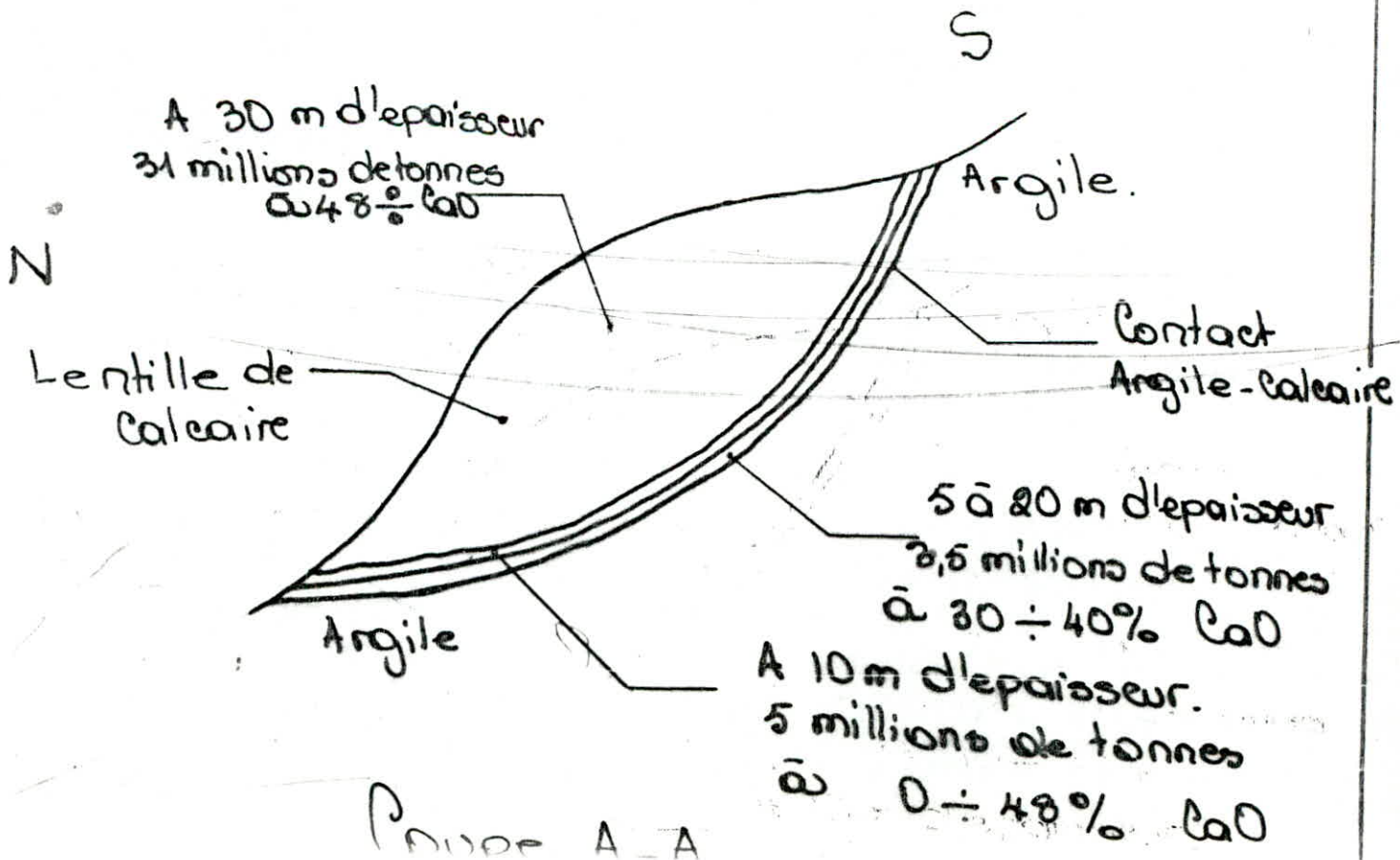
- couche 3 A : épaisseur "3" : 3,5 millions de tonnes avec une teneur minimum de 40% CaO

.../...

N



Vue en plan.



Nous avons tablé notre étude sur du calcaire de la couche 3 C même comme l'exploitation des autres couches peut être envisageable. La détermination de leur exploitation avec 5 millions de tonnes mérite une étude économique particulière, ce qui pourra rallonger de près de 4 ans la période d'exploitation de cette zone.

I-3-3 : Facteurs géologiques affectant l'exploitation

La perméabilité :

pendant l'opération de forage, on rapporte des pertes d'eau et l'existence des cavités, ceci nous encourage à croire que la perméabilité du massif ne cause pas trop de problèmes pour l'abattage de la roche, puisqu'il n'y a pas d'accumulation d'eau dans le massif surtout sur le flanc de la colline.

Dans la plupart des cas, les trous d'abattage mouillés sont ceux qui sont proches ou dans l'argile.

La fissuration et les cavités causent probablement des pertes de forage, en plus du débitage des blocs hors gabarit après le tir. Une particularité est notée par l'altération superficielle karstique dans les grandes failles avec une intrusion de l'eau et des masses d'argile rouge.

I - 4 : DESCRIPTION PETROGRAPHIQUE ET ANALYSES CHIMIQUES

La description pétrographique de la carrière de calcaire de Meftah se base jusqu'ici sur les résultats des sondages effectués par la firme canadienne Watts, Griffis and Mc Ouat Limited.

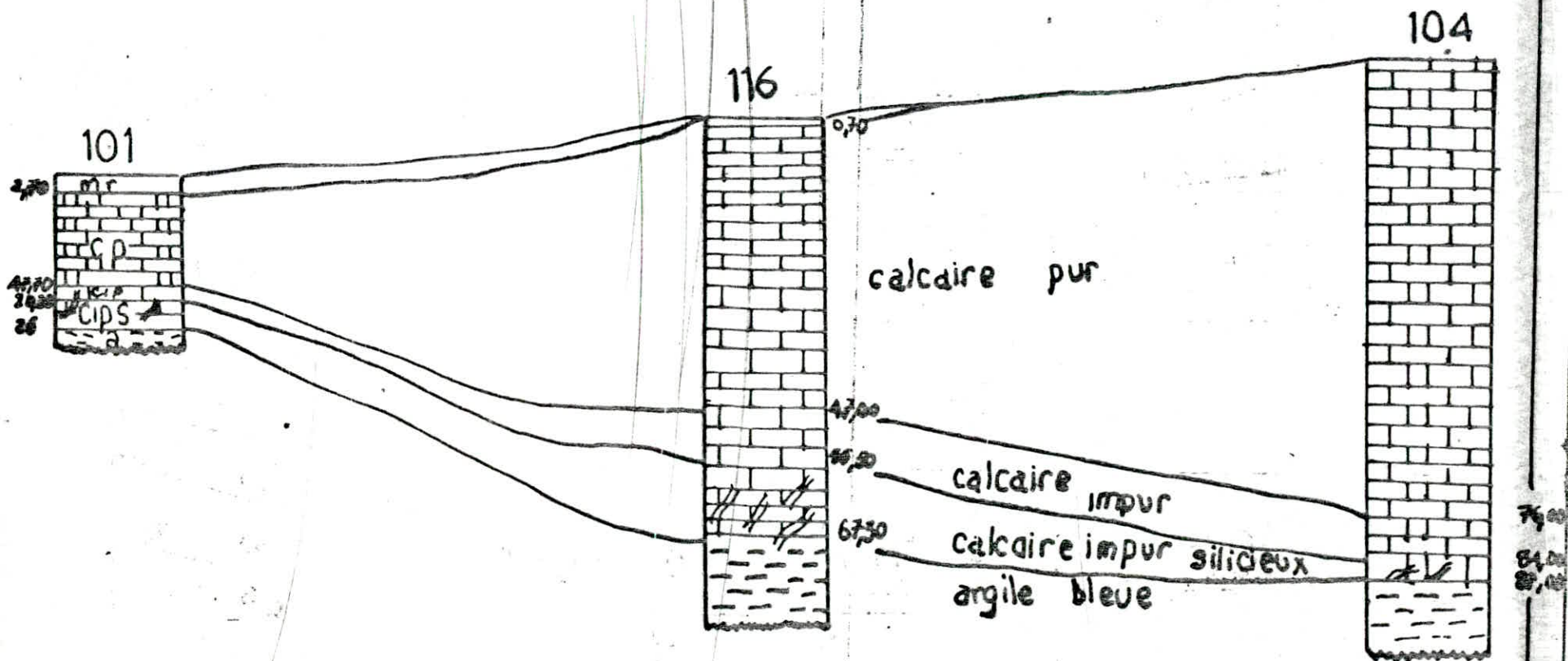
Les données de sondage révèlent l'existence de trois couche de calcaire de qualité différente:

- calcaire pur
- calcaire impur
- calcaire impur silicieux

Le calcaire pur se distingue par sa forte teneur de CaO (>48%) et une faible teneur de Si O₂ (< 3%).

PROFIL GEOLOGIQUE A TRAVERS LES SONDAGES

101 , 116 , 104



Elle est caractérisée par trois types :

- calcaire pur cristallin
- calcaire pur granuleux
- calcaire pur marneux

Le calcaire pur est dur est beaucoup plus compact, mais aussi souvent crayeux. La couleur de ce calcaire est blanche ou crème.

Le calcaire impur et le calcaire impur silicieux forment les couches sous-jacentes au calcaire pur. Ils sont aussi de type cristallin, granuleux et marneux. La couleur est grise dans le type cristallin, avec une cassure bréchique. La couleur jaune est plus remarquable et souvent jaune brune foncée dans le type granuleux, qui est d'aspect friable et poreux.

Dans le calcaire impur silicieux, il est à remarquer un type de calcaire caillouteux dur, le couleur rouge. Les analyses chimiques notent un taux de silice élevé dans cette horizon (sondage IOI), allant jusqu'à 15,90% à une profondeur de moins de 17m.

La présence de fossiles dans certaines parties de la carrière est fortement visible, on y trouve des algues, les fossiles foraminifères, des trous de vers, des brachiopodes et des pectons.

Cette classification de calcaire de Meftah est visible dans la carrière, mais elle relève plutôt sur des bases empiriques que scientifiques. Son utilisation est pourtant acceptable pour l'exploitation. Malgré les grandes difficultés de l'étude pétrographique de ce calcaire, nous avons essayé à travers les observations de quelques lames minces et les analyses chimiques, de donner des indications des aspects pétrographiques, basées sur la classification génétique d'après WILSON.

Le changement de faciés dans la carrière de calcaire de Meftah est bien visible. Ce changement est à la fois vertical et horizontal.

Le changement de faciés vertical, comme le montre le profil (voir fig. I - 9). La sédimentation du calcaire s'est effectuée sur une couche d'argile en commençant par du calcaire impur. Ce calcaire impur est bien visible au 1er gradin et des abords du côté Est de la carrière par la présence d'un faciés de roches de conglomérats et de microconglomérats. On trouve dans cette région des galets de quartz, les gros fossiles, les lithoclastes et les bioclastes dans une matrice de calcite et un pourcentage d'argile a peu près de 6%. Nous n'avons pas étudié les détails de ce type.

Les observations de quelques lames que nous avons confectionnées révèlent que le calcaire de Meftah a une constitution clastique.

- un calcaire de calcite arénite, bioclastique et lithoclastique : ce cas est bien illustré dans l'échantillon Z_{3,2} (Grainstone à Parkestone) caractérisant la zone de changement de faciès au niveau de la carrière vers la bordure Est. La matrice du calcaire de cette roche est en dominance sparitique. On voit très bien dans cet échantillon des lithoclastes de quartz qui sont des extraclastes et quelques lithoclastes de calcaire qui sont des intraclastes. On distingue en outre beaucoup de bioclastes et fossiles (surtout des nummulites et foraminifères allant jusqu'à 40%). Ce type est caractérisé par une couleur brune due justement à la présence de limonite.

- un calcaire de calcite arénite bioclastique à lithoclastique illustré par les échantillons Z_{2,1} ; Z_{2,2} ; Z_{2,3}.

La matrice de ces roches est de la calcite microsparitique à micritique. La texture des échantillons Z_{2,3} est relativement plus proche de celle de l'échantillon Z_{3,2}, mais la granulométrie de Z_{3,3} est plus fine (à peu près 0,8mm). Il faut y noter également la présence de quelques ooïdes dans ces échantillons. Cette rupture est en concordance avec la position de Z_{2,3} qui est plus proche de la bordure. Les ooïdes ne sont pas formés sur place, parce que leur diamètre est différent des autres clastes.

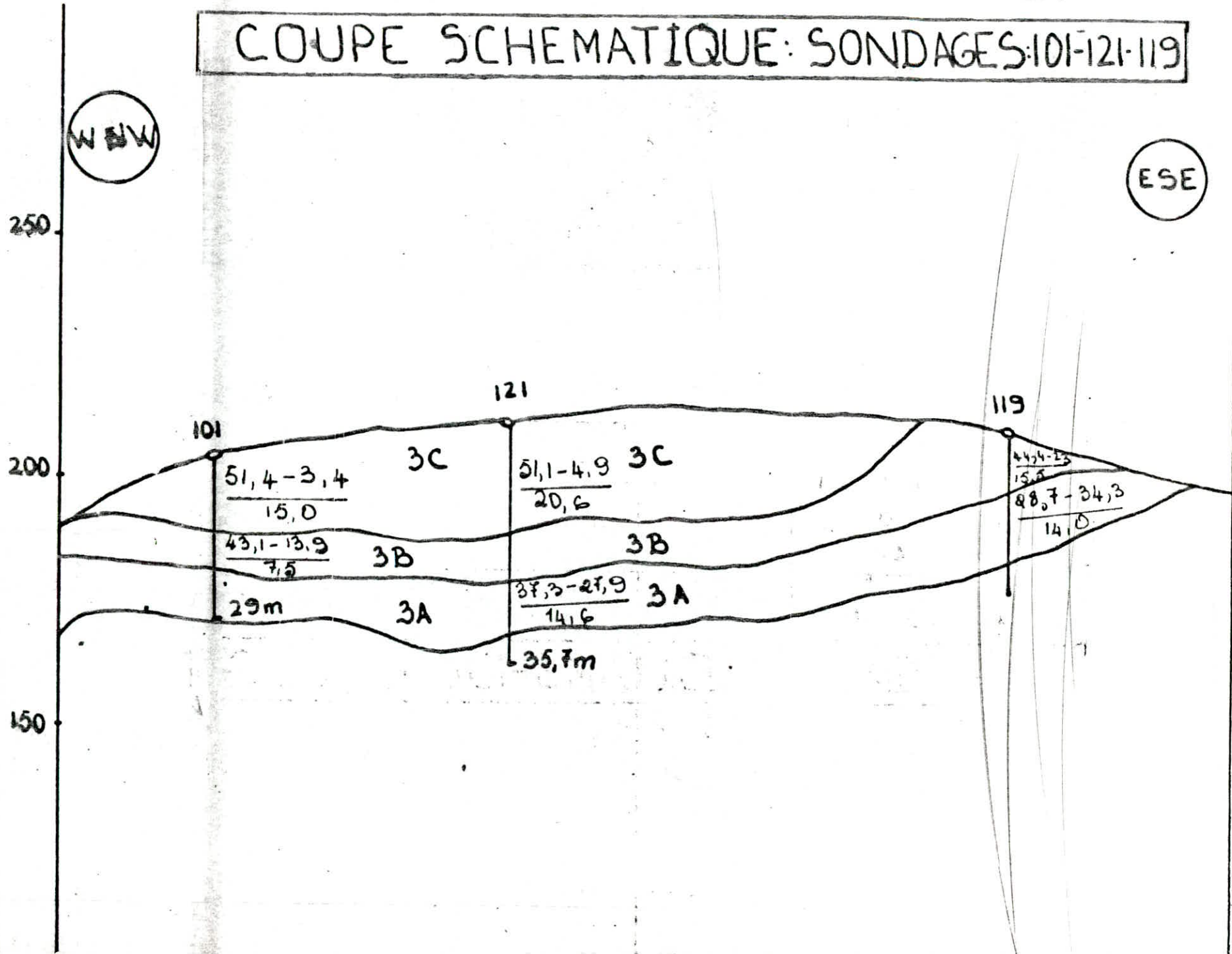
L'étude des lames minces nous a permis de constater en outre, la présence d'une interposition ou une association de granulométrie arénique et lutitique. La présence des algues est possible, mais cette structure peut être tributaire d'un changement de faciès (du faciès arénitique en un faciès lutitique). La coloration de ces deux échantillons et surtout dans le Z_{3,1} est claire et grisâtre.

Au niveau de cette carrière, il a été donc mise en évidence différents types de roches dont la calcite arénitique (calcaire granuleux), bioclastique à lithoclastique et également la calcite lutitique bioclastique en interposition avec la calcite arénitique.

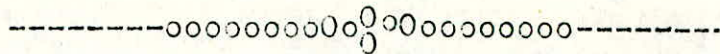
Au premier gradin, vers l'Est, il est bien visible, même comme nous n'avons pas étudié les détails, la présence des parties avec microconglomérat (calcite graveleux).

Sauf le type de calcaire graveleux Z_{3,2}, la composition chimique (voir tableau en IV-2) et minéralogique de ce calcaire est relativement homogène. Nous sommes amenés à croire qu'une relation entre les différents types de calcaire, le changement de faciès et les propriétés physico-mécaniques est possible. S'il est vrai que cette hypothèse n'est pas encore très claire, à cause de la fissuration, il serait souhaitable de réaliser une étude pétrographique plus poussée de ces roches.

COUPE SCHEMATIQUE: SONDAGES: 101-121-119



- DESCRIPTION PETROGRAPHIQUE ET ANALYSES CHIMIQUES DU SONDRAGE (101)



Description pé- trographique	Profondeur de sondage (m)	CCaO %	Si ⁰ 2 %	MgO %	Al ₂ O ₃ %	Fe ₂ O ₃ %
Mort terrain	0,0 ÷ 2,7	---	---	---	---	---
Calcaire pur granuleux	2,7 ÷ 17,7	51,45	3,40	0,45	... 2	10 ...
Calcaire impur marneux et cal- caire impur si- licieux	17,7 - 25,0	43,05	15,90	0,60	2,5	1,80
Argile bleue	25,0 - 29,0	10,14	48,98	2,16	15,10	4,93

- TABLEAU I - IV - I

- RESULTATS DES ANALYSES CHIMIQUES DES ECHANTILLONS -

-----oooooooooooooooo-----

Côte de l'échantillon	Si ⁰ 2	CaO	MgO	Fer O3	Al ₂ O3	P.F	Total
Z _{2,2}	1,08	54,99	0,28	0,14	0,40	42,94	96,56
Z _{2,3}	1,49	54,39	0,14	0,14	0,63	43,10	97,2
Z _{3,1}	0,33	55,43	0,39	0,00	0,27	43,47	97,70
Z _{3,2}	8,93	40,45	0,42	0,55	3,20	33,60	74,30
Z _{3,3}	8,32	49,68	0,35	0,42	1,44	39,37	88,30

- TABLEAU - I - IV - 2 -

CHAPITRE - II -

DETERMINATION DES PROPRIETES
PHYSICO - MECANQUES

-----o o o o o^oo o o o o-----

II - DETERMINATION DES PROPRIETES PHYSICO-MECANIQUES

II - I : DETERMINATION DE LA MASSE VOLUMIQUE

II-I-I : Méthode du pesage hydrostatique

Le pesage hydrostatique est basé sur la mesure du volume de l'échantillon à partir de la masse de liquide déplacée (eau). Cette méthode est facile dans l'utilisation, elle ne nécessite pas un appareillage coûteux ou compliqué, elle est dotée d'une exactitude remarquable et peut être utilisée pratiquement pour n'importe quelle matière dans toute la gamme des valeurs de densité.

II-I-2 : Schéma général de calcul

Le calcul de la masse volumique se fait par la formule : $\gamma_v = \frac{P_s}{V}$

P_s - masse de l'échantillon sec

V - volume de l'échantillon

Pour la réalisation de l'essai, nous avons confectionné les échantillons cubiques de 5x5cm de dimension, on soumet les échantillons à l'étuve pendant 24 heures à une température de 105°C, on les passe après au dessiccateur. Ces opérations visent à supprimer l'humidité et créer le vide des pores. C'est à cet état qu'on prend la mesure de l'échantillon sec, on note sa masse. La balance utilisée est du type METTLER P 2010 avec une précision de 0,1g.

Les cubes sont soumis à une immersion, après la mesure. Le temps de l'immersion est de 48 heures. On mesure ensuite sa masse à l'état humide. Cette étape est suivie par le pesage hydrostatique.

Pour ces différentes mesures, on calcule la masse volumique de la manière suivante :

$$\gamma_v = \frac{P_1}{P_2 - P_3} \quad , \quad \text{g/cm}^3$$

où :

P_1 - masse de l'échantillon sec après 24 heures à l'étuve à 105°C

P_2 - masse de l'échantillon dans l'air après 48 heures d'immersion dans l'eau

P_3 - masse de l'échantillon dans l'eau

$P_2 - P_3$ - représente le volume de l'échantillon

car $\gamma_w = \frac{P_2 - P_3}{V_{\text{éch.}}}$

γ_w - masse volumique de l'eau, $\gamma_w = 1 \text{ g/cm}^3$

Les résultats obtenus sont portés dans le tableau (II-I).

II-I-3 : Détermination de l'absorption et du degré de saturation

- l'absorption massique (W_m)

$$W_m = \frac{P_2 - P_1}{P_1} \cdot 100\%$$

- l'absorption volumique

$$W_v = \frac{P_2 - P_1}{V} \cdot 100\%$$

où V est le volume de l'échantillon cubique.

- détermination de la porosité ouverte (N_o)

$$N_o = \frac{P_2 - P_1}{P_2 - P_3} \cdot 100\%$$

- détermination du degré de saturation (S)

$$S = \frac{W_v}{N_o}$$

.../...

W_v - absorption volumique

M_o - porosité ouverte

Le degré de saturation indique dans quelle proportion l'eau remplace l'air dans les vides des roches.

Les résultats de W_m , W_v , M_o et S sont portés sur le tableau (II-2).

II - 2 : DETERMINATION DE LA MASSE SPECIFIQUE

En mesurant les masses spécifiques des minéraux en fait, leur densité par rapport à l'eau, la masse spécifique de cette dernière étant considérée comme égale à $1g/cm^3$, on peut obtenir dans de nombreux cas une bonne diagnose des minéraux.

II-2-1 : Méthode du pycnomètre

La méthode du pycnomètre est plus aisée et aussi dans une certaine mesure plus commode en ce sens qu'elle permet d'utiliser des fragments des minéraux de très faibles importance.

II-2-2 : Opérations pratiques de la méthode

Après le broyage, la granulométrie de la matière fragmentée et tamisée doit être de la classe 63-100 μ .

Les échantillons sont soumis à l'étuvage pour 24 heures à une température de $105-110^\circ C$ et après passent au dessiccateur.

Les opérations de pesé se déroulent comme suit dans une balance de type METTLER H31AR, de précision égale à $0,1mg$.

- on doit peser les échantillons et tous le contenu du pycnomètre en prenant la précaution de ne pas

.../...

atteindre 160g, qui est la masse maximale acceptable pour la balance.

1 - on pèse le pycnomètre vide et sec, soit P_I sa masse.

2 - on introduit dans le pycnomètre le corps broyé et on pèse à nouveau à sec, soit P_2 cette masse.

$$\Delta P = P_2 - P_I = \text{masse de l'échantillon}$$

3 - le pycnomètre contenant toujours le corps est rempli d'eau distillée, on le soumet au chauffage sur une plaque pour provoquer le départ des bulles d'air. Après ce chauffage de 20 mn, on ferme les pycnomètres avec des bouchon qui sont étanches et puis on les fait refroidir dans un bac d'eau, jusqu'à une température de 20°C. Ce refroidissement est suivi par le jaugeage des pycnomètres jusqu'au trait de repère. Le flacon est pesé à cette état, soit P_3 la masse obtenue.

P_3 comprend :

- . P_I - tare du pycnomètre vide
- . $\Delta P = P_2 - P_I$ - masse du corps
- . L - avec

L - masse d'eau totalement comprise dans le pycnomètre

α - masse d'eau correspondant au volume du corps

ont peut écrire : $P_3 = P_I + \Delta P + L - \alpha$

4 - le flacon est vidé de son eau, on en extrait le corps solide, après un lavage à l'eau distillée, on le remplit à nouveau d'eau distillée jusqu'au repère du col. A cet état on effectue une nouvelle pesée, soit P_4 la masse obtenue.

P_4 comprend :

P_I - la tare du pycnomètre à vide

L - masse d'eau totalement comprise dans le pycnomètre

on peut écrire :

$$P_4 = P_I + L$$

La masse spécifique est donnée par :

$$\gamma_s = \frac{\Delta P}{\alpha}$$

$$\Delta P_x = P_3 - P_4 = \Delta P - \alpha$$

donc :

$$\alpha = \Delta P - \Delta P^I$$

d'où finalement :

$$\gamma_s = \frac{\Delta P}{\Delta P - \Delta P^I} \quad , \text{ g/cm}^3$$

Les résultats de cette mesure sont dans le tableau (I-3-I).

II-2-3 : Détermination de la porosité

La densité (masse spécifique) et la masse volumique sont étroitement liées par :

$$\gamma_v = \gamma_s (1 - N)$$

on peut donc exprimer la porosité par :

$$N = \frac{\gamma_s - \gamma_v}{\gamma_s} \quad 100\%$$

La structure poreuse des roches se détermine par le volume total des pores (N), par leur forme et par la liaison entre les pores, par le volume des pores fermés et ouverts et par la distribution des volumes de pores, même leur dimension soit N la porosité totale

$$N = N_o + N_f$$

.../...

N_o - la porosité ouverte déterminée lors de la mesure de la masse volumique.

N_f - porosité fermée

$$N_o = \frac{P_2 - P_1}{P_2 - P_3} \quad 100\%$$

$$N_f = N - N_o$$

Les valeurs de γ_v , γ_s , N , N_o , N_f sont portées dans le tableau (II-2-2).

T A B L E A U 0000000 II - I - I

Température ambiante : $T_1 = 19^{\circ}\text{C}$

Température de l'eau : $T_2 = 18^{\circ}\text{C}$

N° et côte de l'échantillon		Masse échantillon sec P_1 (g)	Masse échantillon humide P_2 (g)	Masse hydrostatique de l'échantillon P_3 (g)	Masse volumique γ_v (g/cm ³)
Z 2,1	I	294,2	305,8	175,2	2,25
	2	284,1	297,8	169,2	2,21
Z 2,2	I	302,8	313,0	182,1	2,31
	2	307,0	315,9	184,4	2,33
Z 2,3	I	297,4	307,7	177,1	2,27
	2	291,0	305,3	172,5	2,19
Z 3,1	I	311,1	321,3	186,1	2,30
	2	335,1	339,6	206,7	2,32
Z 3,2	I	321,9	328,4	193,8	2,39
	2	322,3	328,2	193,8	2,39
Z 3,3	I	308,3	321,6	186,7	2,28
	2	307,2	318,3	185,8	2,31

T A B L E A U - II - I - 2

Côte et N° de l'échantillon		Masse volumique γ_v (g/m ³)	Teneur en eau (absorption mas- sique) W_m %	Teneur en eau (absorption volu- mique) W_n %	Porosité ouverte No, %	Degré de satu- ration S
Z _{2,1}	I	2,25	3,94	46,4	8,9	5,21
	2	2,21	4,82	54,8	10,6	5,17
Z _{2,2}	I	2,31	3,36	40,8	7,8	5,23
	2	2,33	2,89	35,6	6,7	5,31
Z _{2,3}	I	2,27	2,27	41,2	7,8	5,28
	2	2,19	1,37	57,2	10,7	5,34
Z _{3,1}	I	2,30	3,36	40,8	7,5	5,44
	2	2,32	4,91	18,0	7,7	4,86
Z _{3,2}	I	2,39	2,01	26,0	4,8	5,41
	2	2,39	1,83	23,6	4,3	5,48
Z _{3,3}	I	2,28	4,14	51,2	7,4	5,45
	2	2,31	3,61	44,4	6,9	5,28

T A B L E A U 00000000 II - 2 - I

Côte et N° de l'échantil- lon		Masse pycnomè- tre sec P ₁ (g)	Masse pycnomè- tre + échantil- lon P ₂ (g)	Masse pycnomè- tre + échantil- lon + eau distil- lée P ₃ (g)	Masse pycnomè- tre + eau disl- lée P ₄ (g)	Masse spéci- fique γ_s g/cm ³
Z _{2,1}	I	52,6126	60,5554	157,2302	152,2263	2,7026
	2	51,4374	59,4353	156,2175	151,1570	2,7227
Z _{2,2}	I	54,0074	61,2170	158,3046	153,8329	2,6332
	2	53,8904	61,2263	158,0068	153,3993	2,6887
Z _{2,3}	I	52,6117	59,6083	156,5616	152,2263	2,6290
	2	51,4345	59,3564	156,7640	151,1569	2,5443
Z _{3,1}	I	51,5556	61,1659	156,4134	150,9772	2,5223
	2	52,8911	61,1823	157,4337	152,4365	2,5480
Z _{3,2}	I	54,0047	59,9273	157,4506	153,8327	2,5697
	2	53,8873	60,3199	157,4853	153,3992	2,5395
Z _{3,3}	I	51,5553	59,2518	155,7693	150,9771	2,4793
	2	52,8912	59,5860	156,4635	152,4365	2,5094

T A B L E A U - 0000300 - II - 2 - 2

Côte et N° de l'échantil- lon		Masse volu- mique γ_v g/cm ³	Masse spéci- fique γ_s g/cm ³	Porosité totale N, %	Porosité ouverte N _o , %	Porosité fermée N _f , %
Z _{2,2}	I	2,25	2,7026	16,6	8,9	7,7
	2	2,21	2,7227	18,8	10,6	8,2
Z _{2,2}	I	2,31	2,6332	12,15	7,8	4,35
	2	2,33	2,6387	12,36	6,7	5,66
Z _{2,3}	I	2,27	2,6290	13,38	7,8	5,56
	2	2,19	2,5443	13,87	10,7	3,17
Z _{3,1}	I	2,30	2,5223	8,77	7,5	1,27
	2	2,32	2,5480	8,89	7,7	1,19
Z _{3,2}	I	2,39	2,5597	6,92	4,8	2,12
	2	2,39	2,5595	5,5	4,3	1,23
Z _{3,3}	I	2,28	2,4793	7,67	7,4	0,27
	2	2,31	2,5894	7,60	6,9	0,7

II - 3 : DETERMINATION DE LA RESISTANCE A LA COMPRESSION

II-3-I : Principes d'exécution de l'essai

- Objectif de l'essai

L'essai de compression monoaxial exécuté sur des échantillons de roches sert à déterminer le comportement de déformation et de rupture lors d'une charge de compression monoaxiale. Ce principe comporte des règles concernant les essais de compression servant uniquement à la détermination de la résistance à la compression. A part cela, ces essais peuvent fournir les informations complémentaires (d'ordre visuel ou obtenues à l'aide d'un mesureur d'ébranlement) concernant la nature de la cassure en particulier, l'intensité de la cassure de la roche.

L'exécution des essais de déformation sur les échantillons de compression est soumise à des principes précis. Ils prescrivent par exemple : un degré de finesse de la forme plus élevé que pour des essais de résistance à la compression.

- Définition des notions

La résistance à la compression est le rapport de la force maximale en cas d'effort de compression monoaxial et de la surface initiale de l'échantillon dans une direction transversale à la direction de compression. La résistance à la compression obtenu lors d'un essai de compression monoaxial est à considérer comme une valeur de comparaison. D'autres conditions d'essai peuvent donner pour la même roche des valeurs de résistance à la compression fortement différentes.

La résistance à la compression obtenue selon ce principe est nommée résistance à la compression cylindrique pour $d = 1g/cm^3$.

La notion de "résistance à la compression monoaxiale" n'est valable que pour des conditions d'essai différentes !

- Prélèvement des échantillons

On obtient les échantillons de roche à l'aide de :

.../...

- carottes de sondage à grande profondeur,
- carottes de sondage dans les travaux souterrains,
- blocs de roches extraits de n'importe quelle façon, en évitant cependant le tirage explosif ou d'autres méthodes provoquant une fissuration secondaire.
- Dispositif d'essai

L'essai de compression peut être exécuté à l'aide de n'importe quelle machine d'essai approprié. Les plaques de compression doivent être polies, mais non graissées. Une des plaques de compression doit être monté en roulement à billes.

- Exécution de l'essai

Avant la charge, il faut examiner la constitution de l'échantillon préparé. Cela comprend avant tout le contrôle des dimensions de l'échantillon et de la finesse d'usinage, le repérage de phénomènes éventuels de destruction dus par exemple à des fissures sèches ou à une protection insuffisante des roches hygroscopiques, la détermination de la densité et la description des traits structuraux caractéristiques.

Ces données peuvent être complétées par des essais pétrographiques, par une détermination de la teneur en eau et d'autres examens exécutés sur les restes d'échantillons détruits ou les déchets de l'usinage des échantillons.

L'échantillon doit être posé entre les plaques de compression de façon centrale. Ensuite, on règle la vitesse de charge entre 5 et 10 Kp/cm² S. L'évaluation se fait sur la base de la valeur lue maximale.

- Evaluation :

La résistance à la compression R_c est calculée en Kgt/m² comme suit :

$$R_c = \frac{P \text{ max.}}{S_0}$$

.../...

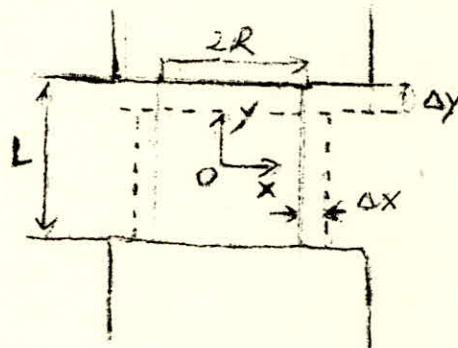
où $P_{max.}$ est la force maximale lue sur l'échelle de charge et S_0 est la surface de la section initiale de l'échantillon, en travers de la direction de compression.

II-3-2 : Déformation en compression ou en extension

De telles déformations se rencontrent par exemple quand on soumet une éprouvette à une compression entre les plateaux d'une presse.

$$e_1 = \frac{\Delta x}{R}$$

$$e_2 = -\frac{\Delta x}{L}$$



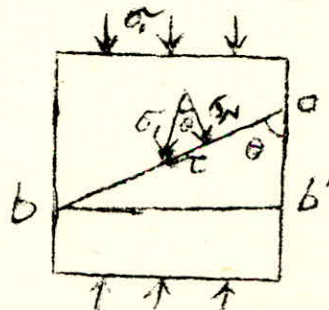
- Déformation d'un échantillon en compression

- Mécanisme de rupture des roches en compression

- Rupture théorique

Lorsque l'on soumet une éprouvette de roche à une contrainte de compression σ_1 , la rupture se produit généralement suivant un ou parfois deux plans obliques par rapport à σ_1 .

On peut calculer facilement les valeurs de σ_n et τ qui sont respectivement contrainte normale et contrainte tangentielle s'exerçant sur le plan de rupture et provenant de la décomposition de σ_1 .



.../...

soit ab la trace du plan de fracture, bb' perpendiculaire à ab' et $bb' = l$

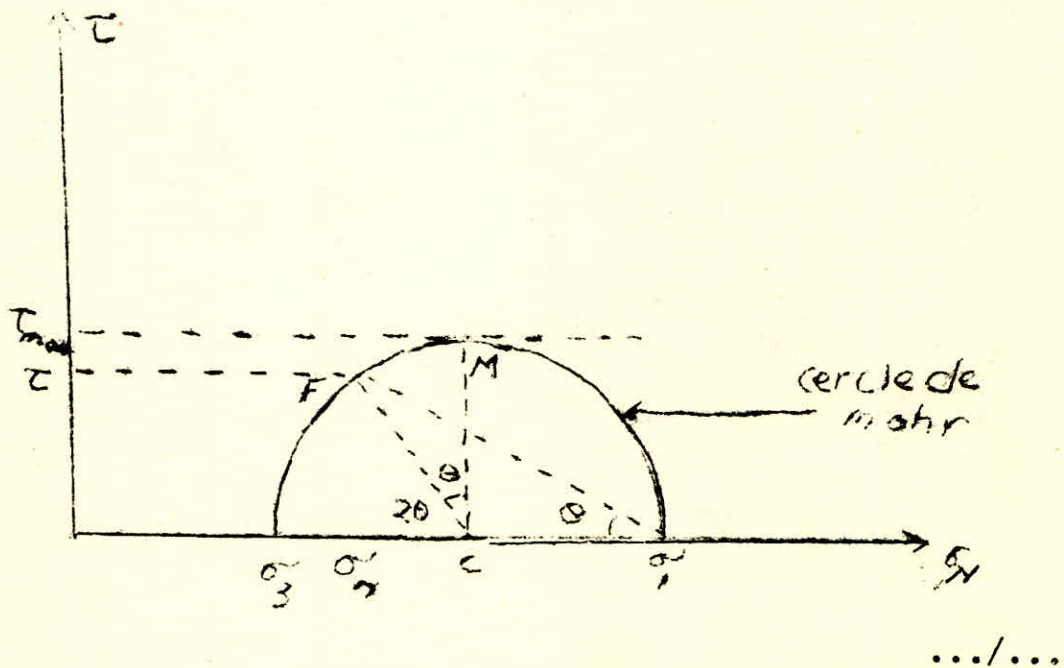
on aura : $ab = \frac{l}{\sin \theta}$

$$\sigma_N = \frac{\sigma_1 \sin \theta}{l / \sin \theta} = \sigma_1 \sin^2 \theta$$

$$\tau = \frac{\sigma_1 \cos \theta}{l / \sin \theta} = \sigma_1 \sin \theta \cos \theta = \frac{1}{2} \sigma_1 \sin 2\theta$$

Pour θ donné, on peut calculer σ_N et τ .
on peut admettre que la fracture devrait produire pour la valeur maximale de τ , c'est à dire pour $\theta = 45^\circ$.

- Résultat des essais
Courbe intrinsèque



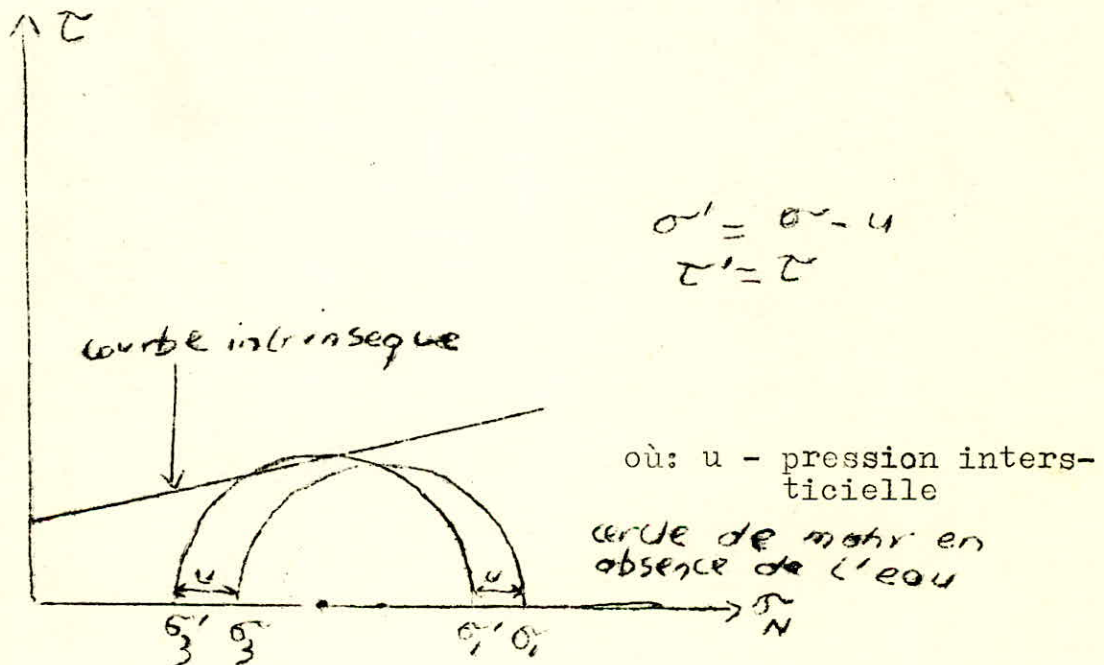
Dans les essais des foies de la résistance à la compression au laboratoire, on s'aperçoit que les points de rupture ne sont pas situés en M mais en F et que θ est toujours inférieur à 45° .

Ceci est dû à la résistance au cisaillement propre de la roche considérée. Cette résistance se traduit par l'angle de frottement interne :

$$\phi = \frac{\pi}{2} - 2\theta$$

- Influence de la pression intersticielle

La présence d'eau dans une roche a pour effet de faciliter sa rupture comme le montre la courbe.



Rôle de la pression intersticielle sur la rupture d'une roche.

- Développement des fissures en compression

Considérons une fissure ouverte de forme idéale elliptique très aplatie contenue dans l'échan-

.../...

tillon soumise à une compression axiale σ_1 .

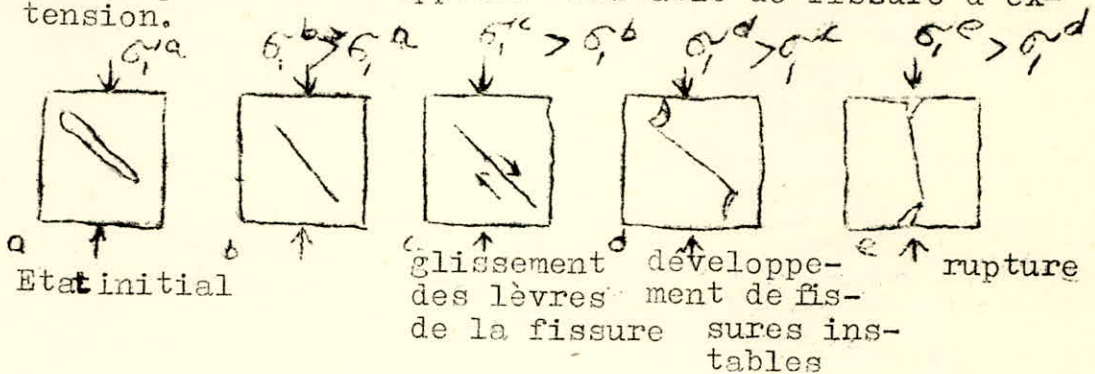
On peut distinguer plusieurs étapes successives au fur et à mesure de l'augmentation de σ_1 devant mener à la rupture :

- le début du serrage provoque la fermeture de la fissure.

- il se produit ensuite un léger glissement des deux lèvres de la fissure par rapport à l'autre.

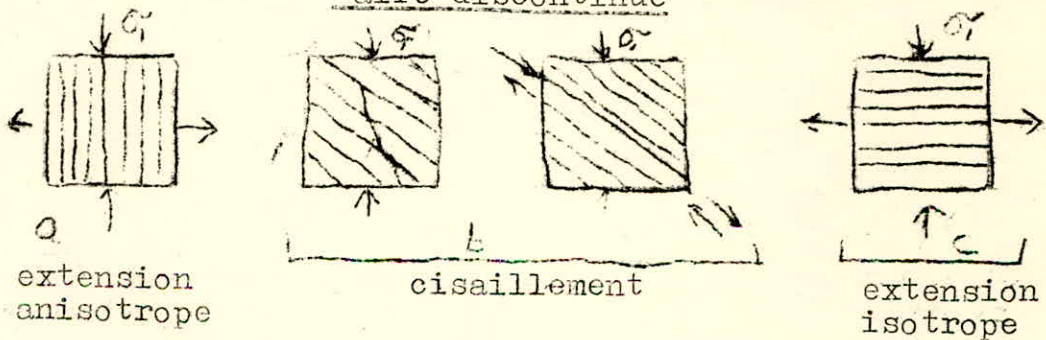
- la fissure tend à se propager par la création à ses extrémités des fissures d'extension qui se développent d'abord perpendiculairement à fissure initiale, mais tendent ensuite à devenir parallèle à la direction de σ_1 .

- au delà du seuil de fissuration, si l'on fait croître σ_1 , on arrive à la rupture complète de l'échantillon par le développement instable de fissure d'extension.



Rupture d'un échantillon suivant une fissure préexistante en compression monoaxiale.

- Rupture des roches à anisotropie plané-taire discontinue



Rupture des roches comportant un plan de discontinuité.

- a) La rupture par extension anisotrope se produit suivant les plans de discontinuité lorsqu'il fait un angle variant de $0^\circ - 10^\circ$ ou 15° avec σ_1 .
- b) La rupture par cisaillement des plans de discontinuité se produit lorsque l'angle θ entre les plans et la σ_1 est de 10° ou $15^\circ - 60^\circ$.

La résistance minimale à la rupture correspond à un angle généralement compris entre 30° et 40° .

- c) La rupture par extension anisotrope s'effectue suivant des plans approximativement parallèle à G_I , lorsque l'angle de discontinuité avec σ_1 est compris entre 60° et 90° .

Les surfaces de rupture sont parallèles aux linéations, lorsqu'elles existent dans les plans de discontinuité.

Généralement dans le cas d'extension anisotrope, la roche à la rupture est supérieur à tous les cas d'extension anisotrope. La roche à la rupture correspond au cas où les plans de discontinuité sont perpendiculaires à σ_1 .

II-3-3 : Réalisation de l'essai

Le bureau international de la mécanique des roches propose pour la réalisation de cet essai un échantillon dont la souplesse $i = \frac{h}{a}$ varie de 2 à 3.

L'influence de la forme de l'échantillon étant prépondérante, pour comparer les résultats de laboratoire, on doit les corriger en réalisant sur un échantillon cubique par la formule suivante :

$$R_c = R_{c_0} \sqrt{\frac{a}{h}}$$

où : R_{c_0} - résistance à la compression de l'échantillon cubique.

R_c - résistance à la compression de l'échantillon avec $(h > a)$.

h - hauteur de l'échantillon

a - diamètre de la face circulaire ou côté cubique du prisme.

En considérant que la souplesse $i = \frac{h}{a} = 2,5$. On peut corriger cette résistance effectuée sur échantillon cubique en posant :

$$\sqrt{\frac{a}{h}} = \sqrt{\frac{1}{2,5}} \qquad \sqrt{\frac{a}{h}} = \sqrt{0,4} = 0,63$$

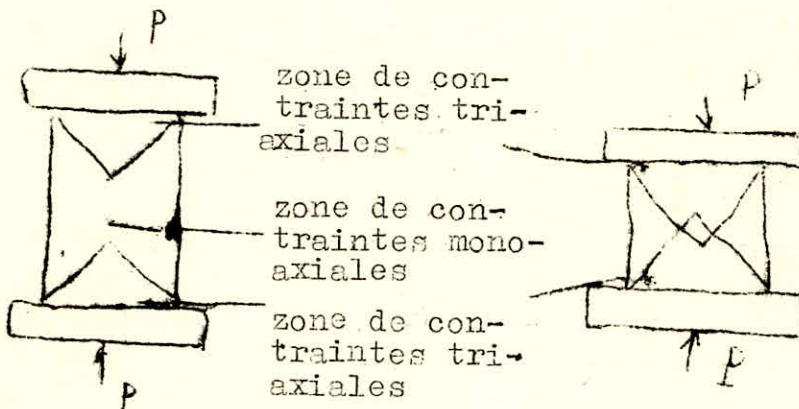
Cette correction s'explique par le fait que, pendant l'exécution de l'essai sur le cube, il n'existe pratiquement pas une zone de contraintes monoaxiales, alors que sur un échantillon cylindrique avec $h > a$ ou un prisme, il existe trois zones de contraintes:

- au niveau des surfaces de contact de l'échantillon et les plaques de compression on a une zone des contraintes triaxiales.

- au niveau médiane de l'échantillon on a une zone des contraintes monoaxiales.

Cette influence, entraîne une augmentation à peu près de 63% la valeur de résistance à la compression d'où $R_{c_0} > R_c$.

Ceci peut s'illustrer par la figure (III-3-3).



Essai sur un cylindre

Essai sur un cube

- Les conditions d'essai à la compression sur les échantillons de la carrière de Meftah

Pour la réalisation de notre échantillonnage nous avons choisi de prélever les morceaux de petits blocs de moins de 25 cm longueur sur le pied des gradins 2 et 3, selon les indications portées sur le schéma du plan topographique. Nous avons choisi ensuite les côtes $Z_{2,1}$, $Z_{2,2}$, et $Z_{2,3}$ pour les échantillons prélevés sur le 2ème gradin et $Z_{3,1}$, $Z_{3,2}$ et $Z_{3,3}$ pour ceux du 3ème gradin.

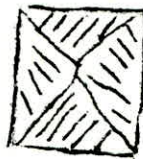
Les opérations de découpage et d'essai ont été réalisées dans les ateliers l'U.R.E.C. de Boumerdes.

Malgré toutes les précautions prises pour la confection des cubes de 5 x 5 cm utilisés pour la réalisation des essais de compression dans cette unité, nous nous sommes confrontés au problème de polissage des surfaces des cubes. L'appareil aloué à cette tâche étant mis hors de service. Cette aspect du problème laissait déjà entrevoir des données insignifiantes pour certaines éprouvettes dont l'aspect du parallélisme des surfaces de contact aux plaques de compression ne répondait pas.

Il faudrait aussi signaler au niveau de certaines éprouvettes une fissuration naturelle plus ou moins apparente.

Les essais ont été effectués à l'aide d'une presse hydraulique (Prüf Und Mess : MFL Système) réglée à une vitesse de chargement de 5 bars/s et sur des échantillons cubiques d'arrêt de 5 cm dont une surface de contact de 25 cm².

Pour l'aspect visuel, pendant la destruction des échantillons, il faut remarquer que les éprouvettes dont les surfaces de contact étaient passablement polies, la cassure se faisait selon ce qui est représenté dans la figure.



Pour les échantillons dont les surfaces de contact aux plaques de compression ne présentaient un bon parallélisme, la cassure se faisant suivant une trace verticale.

Pendant le découpage des échantillons, nous avons tenu compte du plan de stratification.

Les échantillons dont la disposition des plaques de compression par rapport au plan de stratification est parallèle sont notés (//).

Les échantillons dont la disposition des plaques de compression par rapport au plan de stratification est perpendiculaire sont notés (⊥).

Les résultats des essais montraient que dans la plupart des cas, la résistance à la compression des échantillons (//) est supérieure à la résistance à la compression des échantillons (⊥). Cette influence de la stratification peut être attribuée au processus de sédimentation au cours des temps. Certains résultats prouvant le contraire sont dus soit aux conditions d'essai, soit à la microfissuration.

Les essais étant réalisés sur des petits échantillons, pour les rapporter au massif, il faut tenir compte de certains paramètres qui influencent la résistance dans le massif.

- l'Influence de la fissuration (λ) qui est un coefficient d'affaiblissement structural du massif. Ce coefficient est le produit de trois autres facteurs :

$$\lambda = f_1 \cdot f_2 \cdot f_3$$

- f_1 - facteur en fonction de la composition minéralogique.
- f_2 - facteur dont la fonction tient compte de l'influence due à l'orientation et à la répartition des éléments structuraux par rapport à la direction des forces données.
- f_3 - c'est une fonction qui tient compte de l'intensité de la fissuration.

.../...

- Le facteur "K_I" est une fonction qui tient compte de la résistance de longue durée :

$$K_I < 1,0$$

$$K_I = \frac{R (t \rightarrow \infty)}{R (t \rightarrow 0)}$$

- Le troisième facteur tient compte de l'influence de l'humidité "K₂". Il peut être déterminé au laboratoire :

$$K_2 = \frac{R_c (h)}{R_c (s)}$$

R_c (h) - résistance à la compression de la roche humide.

R_c (s) - résistance à la compression de la roche sèche.

La correction de la résistance à la compression obtenue au laboratoire en une résistance du massif, s'effectue en faisant le produit de tous ces facteurs par la résistance du laboratoire.

$$R_{cm} = \lambda \cdot K_I \cdot K_2 \cdot R_{cl}$$

R_{cm} - résistance à la compression du massif.

R_{cl} - résistance à la compression de la roche au laboratoire.

T A B L E A U - II - 3
 oooooo

ECHANTILLONS		Force maximale de rupture P (KN)	Résistance déterminée sur échantillon cubique R _{co} (kgf/cm ²)	Résistance corrigée R _c (kgf/cm ²)
Cote de l'échantillon	Orientation par rapport à la stratification			
Z _{2,1}	//	90	360	227
	⊥	135	540	340
Z _{2,2}	//	55	220	139
	⊥	65	260	164
Z _{2,3}	//	60	240	151
	⊥	65	260	164
Z _{3,1}	//	127	508	320
	⊥	85	430	241
Z _{3,2}	//	80	320	202
	⊥	80	320	202
Z _{3,3}	//	77	308	194
	⊥	85	340	214

CHAPITRE - III -

CONDITIONS TECHNIQUES

---○○○⁰○○○---

III - CONDITIONS TECHNIQUES

III - I : ETUDE SUR LA FISSURITE DU MASSIF CALCAIRE DE MEFTAH

Le perfectionnement de la technologie des travaux miniers et la projection raisonnable des entreprises sans l'étude détaillée des conditions minières, géologiques, techniques et des propriétés des roches exploitées, y compris la fissurité du massif, est impossible. Cette méthode doit être la moins coûteuse avec une précision suffisante.

La fissurité a une importance considérable, elle influe sur le choix des paramètres des travaux de forage et de tir, la direction d'avancement des travaux miniers, la granulométrie du tas des roches abattues et les angles de talus des ouvrages.

III-I-I : Détermination de l'intensité de fissuration

On évalue l'intensité de fissuration par la distance moyenne entre les fissures :

$$I_f = \frac{L}{n}, \quad (m)$$

L - longueur de la partie du massif étudiée.

n - nombre de fissures dans la partie étudiée.

Pour cette évaluation on procède de la manière suivante :

- on prend deux bandomètres en bêche
- on étale dans chaque zone suivant toute la hauteur du gradin
- on photographie dans chaque zone la partie limitée par les deux bandomètres

Après l'obtention de la photoplanimétrie de chaque zone, on procède à son analyse d'après la fissurité.

Chaque analyse consiste à la division de la photoplanimétrie en plusieurs mailles ; et après avoir analysé chaque maille, on procède enfin au calcul de son intensité de fissuration par

les expressions suivantes :

$$I_f = \frac{L_i}{a}$$

$$L_i = L_1 = L_2 + \dots + L_m, \quad (m)$$

L_i - longueur des fissures dans la maille.

n - nombre de fissures dans la maille.

a - dimension de la maille.

Le calcul de l'intensité moyenne de fissuration dans la partie limitée par les deux bandomètres pour chaque zone s'effectue de la manière suivante :

$$I_{f\text{ moy.}} = \frac{\sum_{i=1}^n I_{fi}}{n_i}$$

n_i - le nombre de lignes de mailles de la photoplanimétrie.

III-2-2 : Détermination de l'indice acoustique

La détermination du degré de fissuration du massif peut être réaliser par le rapport des vitesses de la propagation des ondes longitudinales (V_s), obtenues lors des mesures sur la base du massif de 10 à 40m, et dans les blocs composants le massif (V_u). Dans le premier cas, il est préférable d'utiliser les méthodes sismiques à hautes fréquences, tandis que dans le deuxième cas, les méthodes sismiques ultra-soniques.

Le rapport des vitesses citées ci-dessus, peut être considéré à titre d'indice acoustique de fissuration :

$$R = \frac{V_s}{V_u}$$

Cette indice acoustique de fissuration a le lien avec les indices traditionnels de la fissuration suivant le rapport :

$$n = \frac{(I-m)^2}{R^2 \left(\frac{I-S}{m}\right)} - m$$

où :

$$m = \frac{E_2}{E_I} - \text{rapport d'élasticité du matériau des pores et de la roche.}$$

$$S = \frac{S_2}{S_I} - \text{rapport de leur densité.}$$

$$n = I_f \cdot l_m$$

I_f - nombre de fissures sur unité de longueur (intensité de fissuration).

l_m - grandeur moyenne de l'ouverture des fissures.

Dans la carrière de Meftah où on a effectué les travaux, donne des caractéristiques que nous consignons dans le tableau suivant :

Zones Zones	Caractéristiques des zones d'après la fissuration	Intensité de fissuration $I_m \left(\frac{m}{m^2}\right)$	Paramètres sismiques		
			V_s (m/s)	V_u (m/s)	$R = \frac{V_s}{V_u}$
I	Moyenne	4 ÷ 5	1200 ÷ 2100	3500 ÷ 4300	0,35 ÷ 0,5
II	Forte	10 ÷ 14	850 ÷ 1200	3500 ÷ 4300	0,2 ÷ 0,35
III	Très forte	14	750 ÷ 900	3500 ÷ 4300	0,17 ÷ 0,2

.../...

Cette classification en 3 zones du massif calcaire de Meftah résulte des mesures photoplanimétriques de la fissuration effectuées dans la carrière.

Zone I - zone de moyenne fissurité.

Zone II - zone de forte fissurité.

Zone III- Zone de très forte fissurité.

L'indice qui représente l'intensité de fissuration reflète les dislocations du massif par les plans de fissures et lie ceux-ci avec les autres caractéristiques par les relations correctionnelles. On a donc proposé ainsi une classification des roches d'après leur fissurité et la granulométrie du massif, divisée en 7 classes utiles pour l'indice de la fissurité.

Catégorie des fissures	Degré de fissurité	Caractéristique du massif	Intensité spécifique de fissure (m/m ²) I _f	Dimension max. des blocs en massif (m)
I	Détruite	Fragmenté	plus de 16	0,25
II	Très grande fissurité	De très petits blocs	16 - 12	0,5
III	Grande fissurité	De petits blocs	12 - 9	0,75
IV	Moyenne fissurité	De moyens blocs	9 - 6	1,25
V	Faible fissurité	De gros blocs	6 - 2	4,0
VI	Très faible fissurité	De très gros blocs	2 - 0,5	10
VII	Sans fissurité	Monolythes	Moins de 0,5	Plus de 10

- Classification des roches suivant leur fissurité et distribution des blocs en massif d'après leur dimensions.

.../...

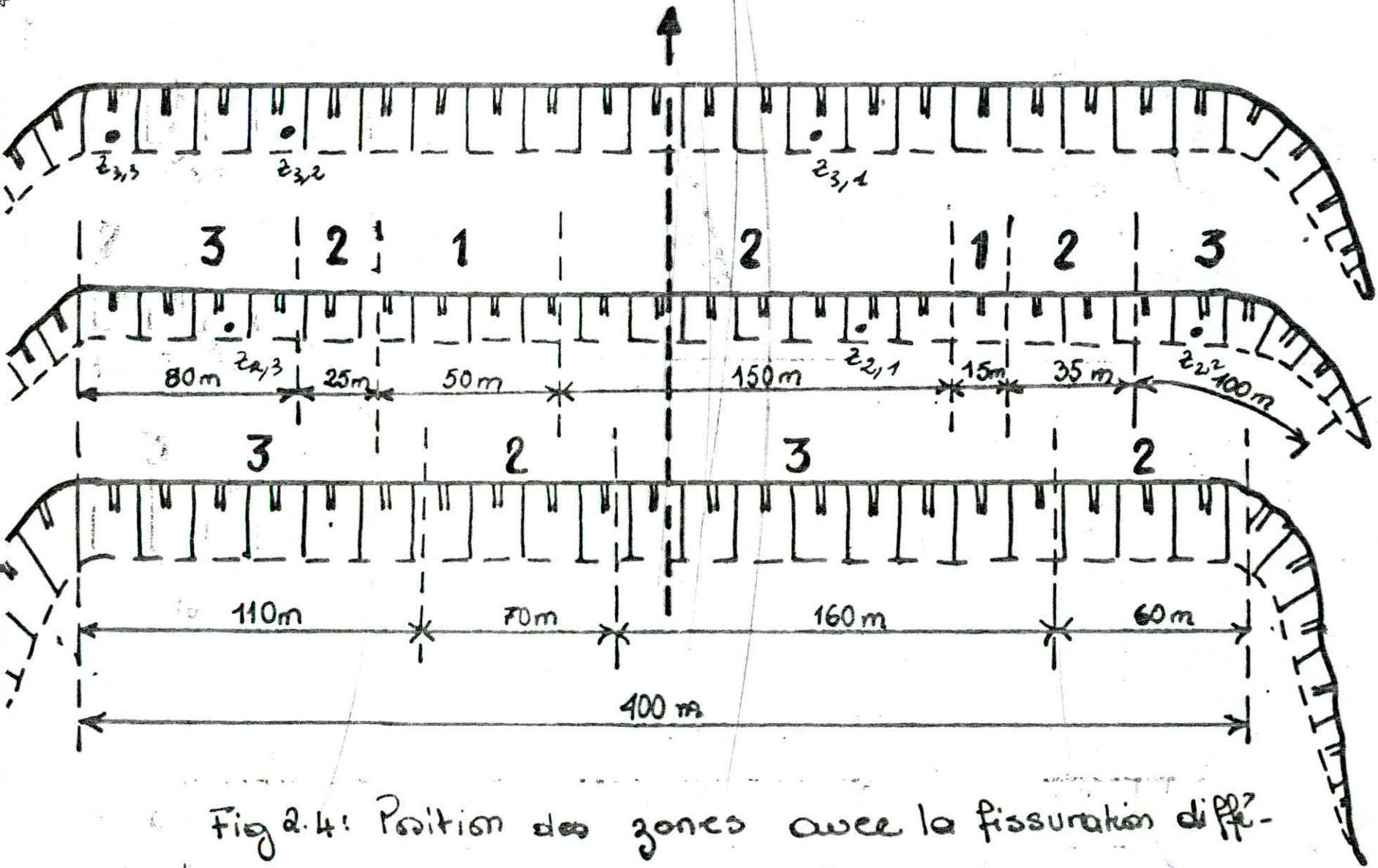


Fig 2.4: Position des zones avec la fissuration différentielle en carrière de "MEFTAH".

- Point de Prélèvement et échantillon.

III-I-3 : Recommandations pour l'amélioration de la fragmentation du massif calcaire de Meftah

Un des maillons faibles de l'exploitation du calcaire de Meftah, suivant les observations sur le terrain et les données statistiques, sont les travaux de forage et de tir, donc le degré de la qualité de la fragmentation des roches. Il est donc important de lier cet aspect avec les différents facteurs naturels et technologiques pour trouver une solution ou une esquisse de réponse à ce problème.

- on peut dominer l'influence de la fissurité selon beaucoup d'auteurs en les fermants au maximum, d'utiliser la phase quasistatique de l'explosion, en choisissant l'intervalle optimal du micro-retard. Lors du tir des charges explosives dans les massifs fissurés on a des ondes de contraintes après lesquelles se propagent les grandes ondes déterminées par la pression quasistatique des produits de détonation. Mais cette dernière a une vitesse considérablement réduite ce qui provoque une collision des blocs et par conséquent la fermeture des fissures.

- l'étude de l'influence spécifique de certains facteurs géologiques sur les résultats du tir, par exemple : lors des gisements stratifiés dressants, il faut choisir un schéma de tir de telle manière à ce que l'action de tir soit perpendiculaire à la direction de la stratification du gîte. De cette façon, l'explosion divise le massif en bloc en la collision des éléments du massif tiré.

En considérant les caractéristiques géologiques spécifiques du massif, la propagation de la destruction des roches doit être envisagée avec l'anisotropie et la fissurité. Le tir doit être exécuté perpendiculairement à la fissurité générale du massif.

- l'importance des propriétés technologiques des roches et surtout la dureté et la fissurité, impose un réglage de la consommation spécifique jusqu'au niveau optimal au-dessus duquel l'utilisation de l'énergie explosive sera irrationnelle.

- la direction des travaux miniers avec un front de taille formant un angle aigu avec le système de fissures verticales, ou peu inclinées lors

d'un tir dans un massif à gros blocs débite plus de bloc hors gabarit que le front de taille orienté suivant le système prédominant de fissures.

- on propose enfin pour le processus, une fragmentation des roches par charges inclinées.

III - 2 : ETUDE D'EXPLOITATION

Les études qui ont conduit aux solutions énoncées ont été faites d'après les données géologiques de la carrière, les discussions avec le personnel de la société familier avec le chantier.

III-2-1 : Influence de la topographie

L'exploitation de la carrière de Meftah qui s'effectue de bas en haut, pose les problèmes que nous avons cités plus haut. Or, la topographie qui décrit la région de la carrière, oblige d'aménager le massif selon une série de gradins commençant par le haut et s'étendant ensuite vers le bas et qui se dégage vers un front libre rendu accessible par des chemins de service.

Avec le dynamitage, la carrière de Meftah qui se trouve à proximité d'une zone urbaine peut avoir un front de taille dont la hauteur peut aller jusqu'à 20m en prenant en considération l'équipement disponible et les propriétés physico-mécaniques du massif.

III-2-2 : Plan de forage

Pour une production de 5000t/j avec des fronts de taille de 20m ou plus, dans un massif du genre, l'emploi de trous de 160mm s'impose quand on considère parallèlement un équipement puissant de transport de chargement.

La pratique prévoit un intervalle plus grand entre les trous que la banquette pratique.

Le plan de tir recommandé peut être en deux rangées. Ce plan peut être varié selon les circonstances. Il s'agit de trouver la meilleure combinaison de longueur de front de taille en relation du nombre de rangées à sauter pour un cycle.

Pour s'assurer la brisance au niveau requis, les trous de la deuxième rangée devront être un (1) mètre plus profond que ceux de la première rangée.

Pour les tirs d'ouverture de tranchées, les trous peuvent être forés verticalement, mais si les hors gabarits, les risques d'éboulement et les bosses du fond l'exigent, les trous pourront être inclinés de 70° de la verticale avec le fait que les trous inclinés demandent une grande attention dans l'alignement et nécessairement imposent les travaux d'arpentage.

Pour mieux dégager au niveau requis, on peut faire recours à des trous de plus petits diamètres percés horizontalement dans le pied du gradin pour suppléer aux trous verticaux.

Ce procédé permet d'étendre davantage les intervalles entre les trous, tout en améliorant la fragmentation.

III-2-3 : Les explosifs

Les explosifs utilisés dans la carrière sont :

- MARMANIT I :

- . densité normale : 0,95/cm³
- . résistance à l'eau : moyenne
- . vitesse de détonation : 4400m/s

- ANFOMIL :

- . densité normale : 0,9g/cm³
- . résistance à l'eau : faible
- . vitesse de détonation : 2500m/s

III-2-4 : Chargement des trous

Nous pourrions donner comme recommandation en nous basant sur les données du projet effectué par Surveyer, Nenniger et Chenevert - I.N.C. (canadienne).

que dans les travaux à sec, l'utilisation des explosifs à base de Nitrate d'Ammoniaque qui sont perlés et que l'on mélange avec le gaz-oil au chantier même. Ces explosifs à prix modiques et sans risque devraient donner un rendement adéquat pour les travaux.

Pour les trous renfermant de l'eau, des agents de sondage à l'épreuve de l'eau, soit par leur emballage, soit par leur composition devront être utilisés. On peut choisir les explosifs gélatineux à base de Nitro-Glycérine et de nature pâteuse qui résistent mieux à l'humidité. Ils ont une meilleure densité que les explosifs à base de Nitrate d'Ammoniaque.

- Chargement des trous secs

Pour mieux arracher le pied au niveau requis, on emploie des cartouches à base de gélatine sur une hauteur d'environ 2m et le reste du trou est rempli avec de la Nitrate d'Ammoniaque jusqu'au niveau du bourrage. Le taux de chargement devra être dans l'ordre de 0,3 - 0,4Kg/tonne.

Le bourrage se fait sur une longueur d'environ 2m à partir de la sortie du trou avec un remplissage de poussière de roche, sable fin ou de pierre concassée.

- Chargement de trous trempés

Dans le cas où l'eau se rend dans un trou, on aura recours à une combinaison de gélatine placée par la partie mouillée et de la Nitrate d'Ammoniaque en dehors de l'eau dans la partie supérieure du trou et avec bourrage conventionnel.

III-2-5 : Amorces

Le cordeau détonant est constitué d'un explosif brisant recouvert d'un enduit im-
méable renforcé. Il est insensible au choc, au frottement et au courant électrique. Son emploi offre une très grande sécurité pour tir des explosifs.

Le cordeau est déroulé jusqu'au fond du trou et son pouvoir d'amorce est renforcé par des cartouches amorces d'un demi-kilo placées à intervalles régulier de 5m à partir du fond. Le cordeau est amené à la sortie du trou où il est raccordé à

des micro-connecteurs. Les explosifs brisants sont alors placés au contact du cordeau.

Le cordeau détone ainsi simultanément les cartouches amorcées et les explosifs le contactant.

Ce procédé offre le plus de sécurité tout en étant le plus efficace.

- Plan d'amorçage recommandé

Le choix approprié du plan d'amorçage a pour but de créer la fragmentation voulue, avec un minimum de projectiles. Le plan d'amorçage peut varier considérablement avec le plan de forage.

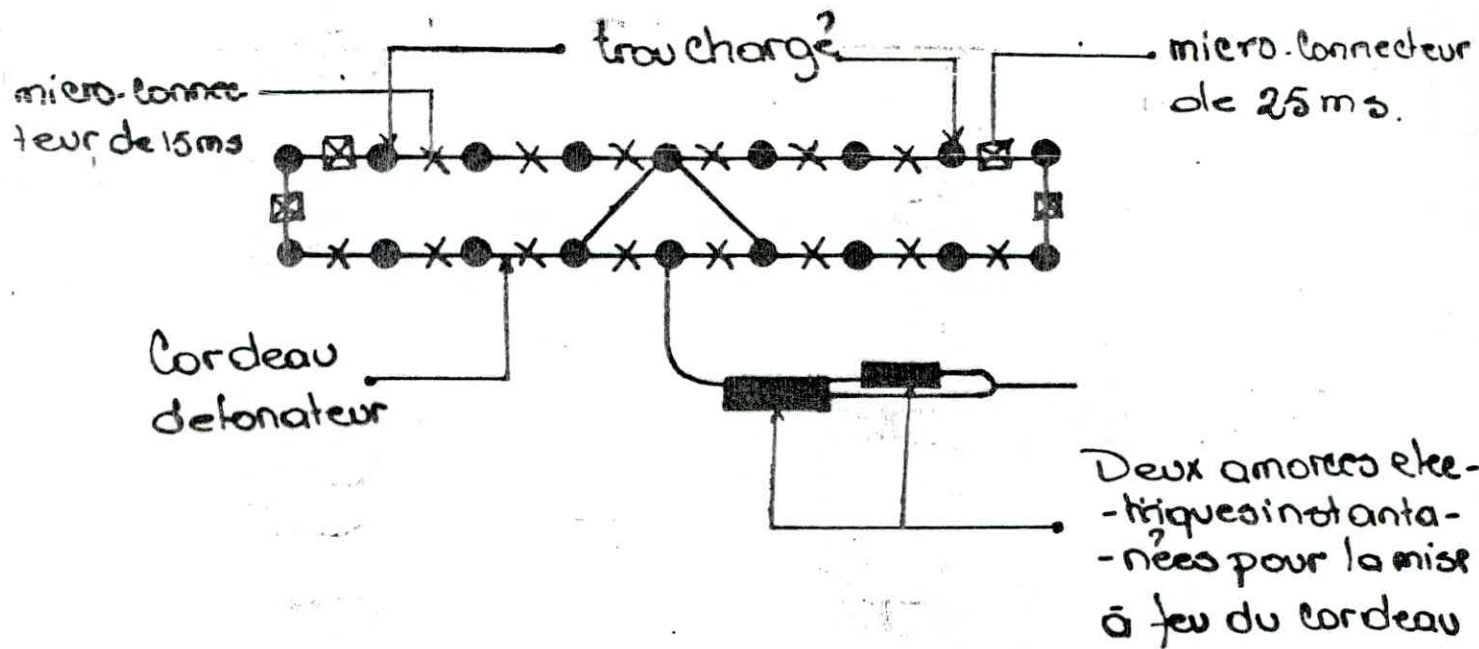
Pour la carrière de Meftah, les travaux doivent débuter avec des forages de deux rangées amorcées à l'aide de micro-connecteurs de 15ms échelonnés entre les trous. Pour un meilleur sautage aux extrémités, les micro-connecteurs seront de l'ordre de 25ms.

III-2-6 : Débitage secondaire

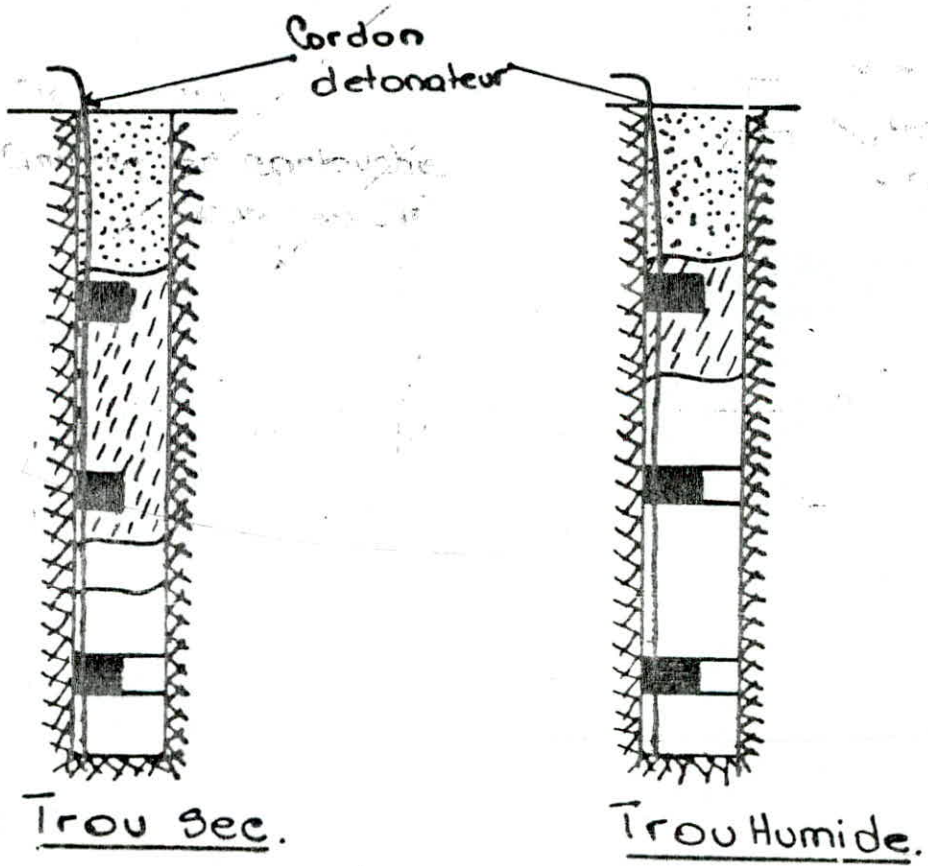
Pour la fragmentation des blocs hors gabarits, on prévoit deux sorte de dynamitage :

- I - dynamitage sans forage.
- 2 - dynamitage avec forage.

Les essais sur le chantier déterminent le dynamitage avec forage comme étant le plus sécurisant, même comme économiquement son utilisation paraît onéreuse.



Chargement de trou



- bouillage
- Nitrate d'Amonia- que.
- Amorce en cartouche (à tous les 5m)
- Gelatine

CHAPITRE - IV -

CALCUL DES PARAMETRES
DU PLAN DE TIR



IV - I : THEORIE SUR LES EFFETS CREES PAR L'EXPLOSIF
SUR LA ROCHE

Lors de l'explosion de la charge d'explosif, autour de cette zone se forme un espace de compression (zone de déformation plastique) où la roche se fragmente pour les roches dures et mi-dures, ou bien se compacte pour les roches denses et argileuses tendres. L'explosion d'une charge d'explosif doit vaincre la résistance des roches à la compression et au déplacement; la valeur de la zone de compression est de I et I,5 dt (diamètre de trou de la charge). Après la zone de compression se trouve la zone de formation de fissures avec un rayon compris entre 30 et 50 fois le diamètre de forage. Dans ce cas l'énergie d'explosion se consomme pour vaincre la résistance des roches au déplacement, à la traction et partiellement à la compression. Après celle-ci suit la zone d'ébranlement suivant la grande distance des surfaces libres. Cette zone ne se caractérise que par des formations élastiques. Les zones de compression et de formation des fissures forment la zone de fragmentation réglée, tandis que dans la zone d'ébranlement s'effectue la destruction sans fragmentation des blocs du massif. C'est la zone de fragmentation non réglée.

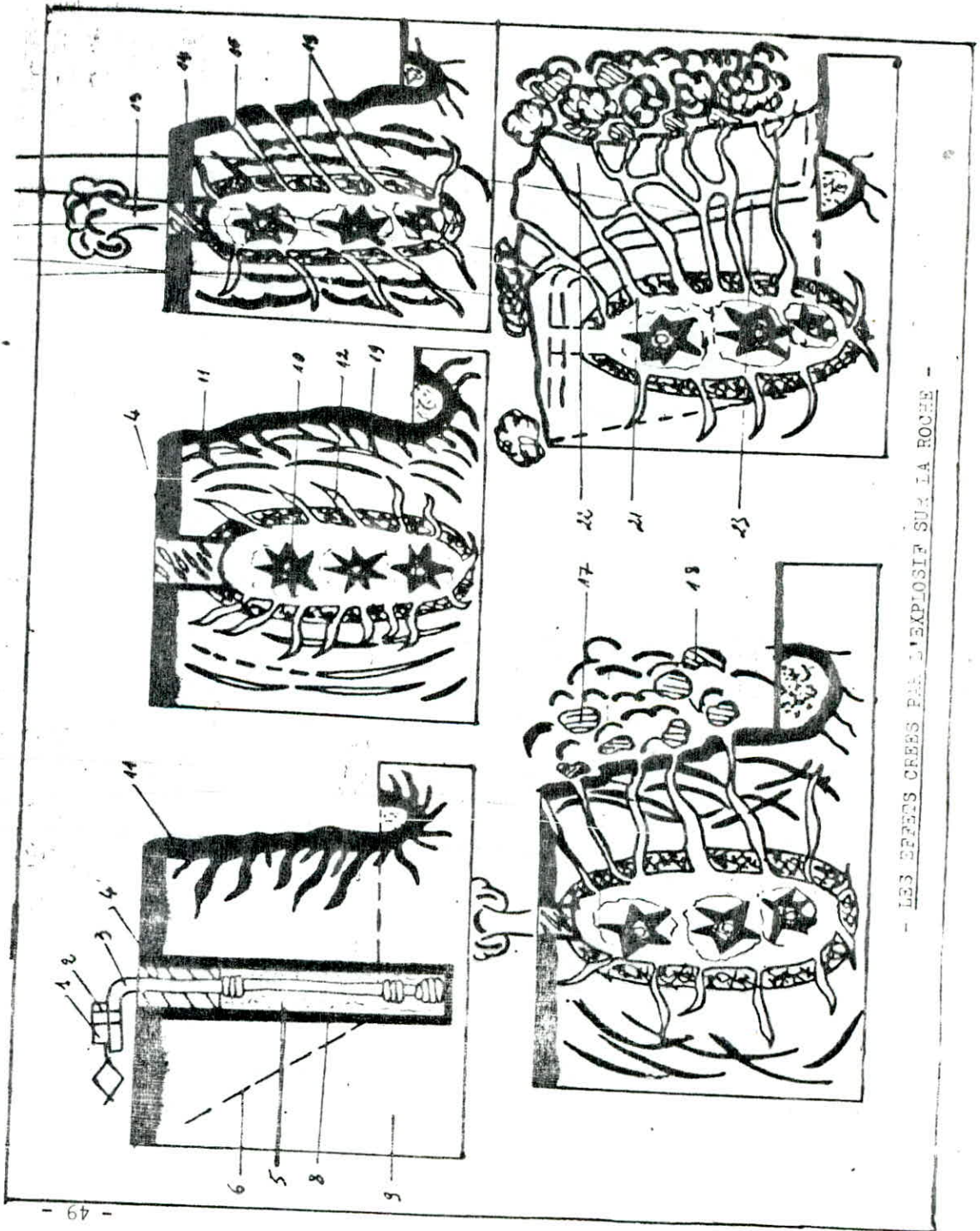
IV - 2 : TIR EN PAROIS

Le tir en paroi est la méthode la plus fréquente dans les travaux à ciel ouvert. Elle peut être définie comme un tir d'une ou de plusieurs rangées de séries de trous de mine, généralement verticaux vers une surface libre.

La roche est une matière dont les caractéristiques varient. La résistance à la traction, à la compression et au cisaillement peut varier entre les différents sens de la même roche. Les qualités de la résistance agissent sur la résistance au tir, comme la résistance à la traction de la roche doit être surmontée pour que la roche puisse se briser lors de la détonation.

La charge spécifique nécessaire, en kg d'explosif/m³ roche ferme, est une mesure de la résistance à la traction. Cependant, la répartition des

.../...



- LES EPREUX CREES PAR L'EXPLOSION SUR LA ROCHE -

- I - électrodétonateur
 - 2 - attache électrodétonateur - cordeau détonant
 - 3 - cordeau détonant
 - 4 - bourrage
 - 5 - explosif
 - 6 - ligne de destruction projetée
 - 7 - destruction autour du sous forage précédent
 - 8 - trou de mine
 - 9 - massif rocheux

 - I0 - début de l'explosion
 - II - fissures provoquées par le tir précédent
 - I2 - début de développement de fissures radiales
 - I3 - début de compression de bourrage causée par l'échappement de gaz
 - I4 - compression de bourrage
 - I5 - ouverture de fissure
 - I6 - échappement de gaz et de bourrage
 - I7 - début de projection de blocs
 - I8 - blocs en projection
 - I9 - ondes de chocs (ondes non réfléchies)
 - 20 - ondes de chocs (ondes réfléchies) pour la surface libre
 - 2I - expansion de gaz
 - 22 - début du gonflement du massif
 - 23 - profil initial du gradin
-

charges dans la roche est elle aussi très importante pour le résultat. Un tir au trous de petit diamètre et d'un espacement serré, avec la même charge spécifique donne un abattement de la roche nettement supérieur qu'en tir à trous écartés et d'un grand diamètre. L'explosif est mieux réparti dans la roche et le risque de dégagement de gros blocs diminue.

Il est très important pour le résultat du tir, que la concentration de charge théorique soit vraiment atteinte.

Lors du tir en paroi, on part du fait que la partie du fond étant la plus contrainte, nécessite une certaine charge spécifique pour produire un abattement. La roche située en dessus de la partie du fond, la "partie allongée" nécessite une concentration de charge inférieure pour la décharge.

Dans la pratique, on ajoute souvent une surcharge considérable afin de compenser un forage faussé et la force supplémentaire nécessaire pour le foisenement.

- Tirabilité des roches

Il a été développé une classification des roches selon leur résistance aux différentes actions. Ces principes s'axe sur les différents efforts, tels que compression, traction et cisaillement, qui naissent lors de la destruction. Il a été proposé une relation entre l'indice de la résistance à la destruction (tirabilité) et les contraintes naissant durant le processus. Dans cette relation on tient compte aussi de l'indice acoustique (R) et de la masse volumique (γ_v) qui influe considérablement sur l'efficacité de la destruction.

$$I_{des} = 0,005 R (\sigma_{comp} + \sigma_{tr} + \sigma_{cis}) + 0,5 \gamma_v$$

I_{des} - indice de la résistance à la destruction (tirabilité).

R - indice acoustique.

σ_{comp} - effort à la compression.

σ_{tr} - effort à la traction.

γ_v - masse volumique.

IV-2-I : Les indices de difficultés d'exploitation

a) Indice de difficulté d'exploitation, D_t

$$D_t = 0,2 (k_f d_f + k_{exp} q_o + k_{exe} d_{exe})$$

k_f - coefficient de résistance relative des roches au forage.

k_{exp} - coefficient de résistance relative à l'exploitation.

k_{exe} - coefficient de résistance relative à l'excavation (abattage).

d_f - indice de difficulté au forage (forabilité).

d_{exe} - indice de difficulté à l'excavation.

q_o - consommation spécifique théorique d'explosif, kg/m³.

b) Indice de difficulté au forage (forabilité), d_f (d'après Rjevskn)

$$d_f = 0,007 (\sigma_{comp} + \sigma_{cis}) + 0,7 \gamma_v$$

σ_{cis} - résistance au cisaillement.

σ_{comp} - résistance à la compression.

σ_t - résistance à la traction.

c) Indice de difficulté à l'excavation, d_{exc}

$$d_{exc} = 0,005 k_m (\sigma_{comp} + \sigma_{tr} + \sigma_{cis}) + 0,5 \gamma_v$$

k_m - coefficient de fissuration qui est égale

$$\text{à : } k_m = 1,2 l_m + 0,2$$

Pour notre cas : $k_m = 1,25$

d) Consommation spécifique théorique d'explosif

$$q_o = 0,1 k_m (\sigma_{comp} + \sigma_{tr} + \sigma_{cis}) + 40 \gamma_v \text{ kg/m}^3$$

Pour la densité du calcaire de Meftah, la moyenne trouvée dans nos résultats est de 2,6 g/cm³.

Les conditions d'essai à la compression ayant été défavorable on choisit ici la valeur maximale de $R_c = 340$ pour conclure R_t , R_{cis} .
kg/cm²

γ kg/cm ³	R_c kg/cm ²	f	R_t kg/cm ²	R_{cis} kg/cm ²	d_f	k_f	d_{exe}	k_{exe}	q_0 (kg/m ³)	k_{exp}	D_t
2,6	340	3,4	34	272	6,14	0,8	4,53	0,8	0,2	30	2

On a pris pour : $R_c = 340$ kg/cm²

$R_t = 0,1 R_c = 34$ kg/cm²




$R_{cis} = 0,8 R_c = 272$ kg/cm²




Le calcul de l'indice de difficulté d'exploitation $D_t = 2$ qui est inférieur 5 classe le massif dans classe dont l'exploitation est facile. Ceci se justifie par la microfissuration dominante dans le massif, qui réduit la valeur de la résistance à la compression.

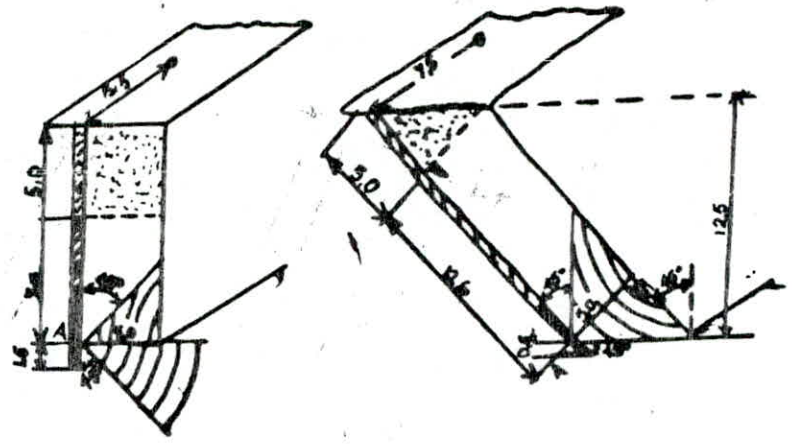
IV-2-2 : Pratique de trous inclinés

Selon les méthodes modernes, l'exécution de gradins ne se fait plus suivant la pente d'attaque verticale traditionnelle, mais des surfaces inclinées de 30° à 35° par rapport à la verticale. On aboutit, grâce à cette manière de procéder, aux avantages suivants :

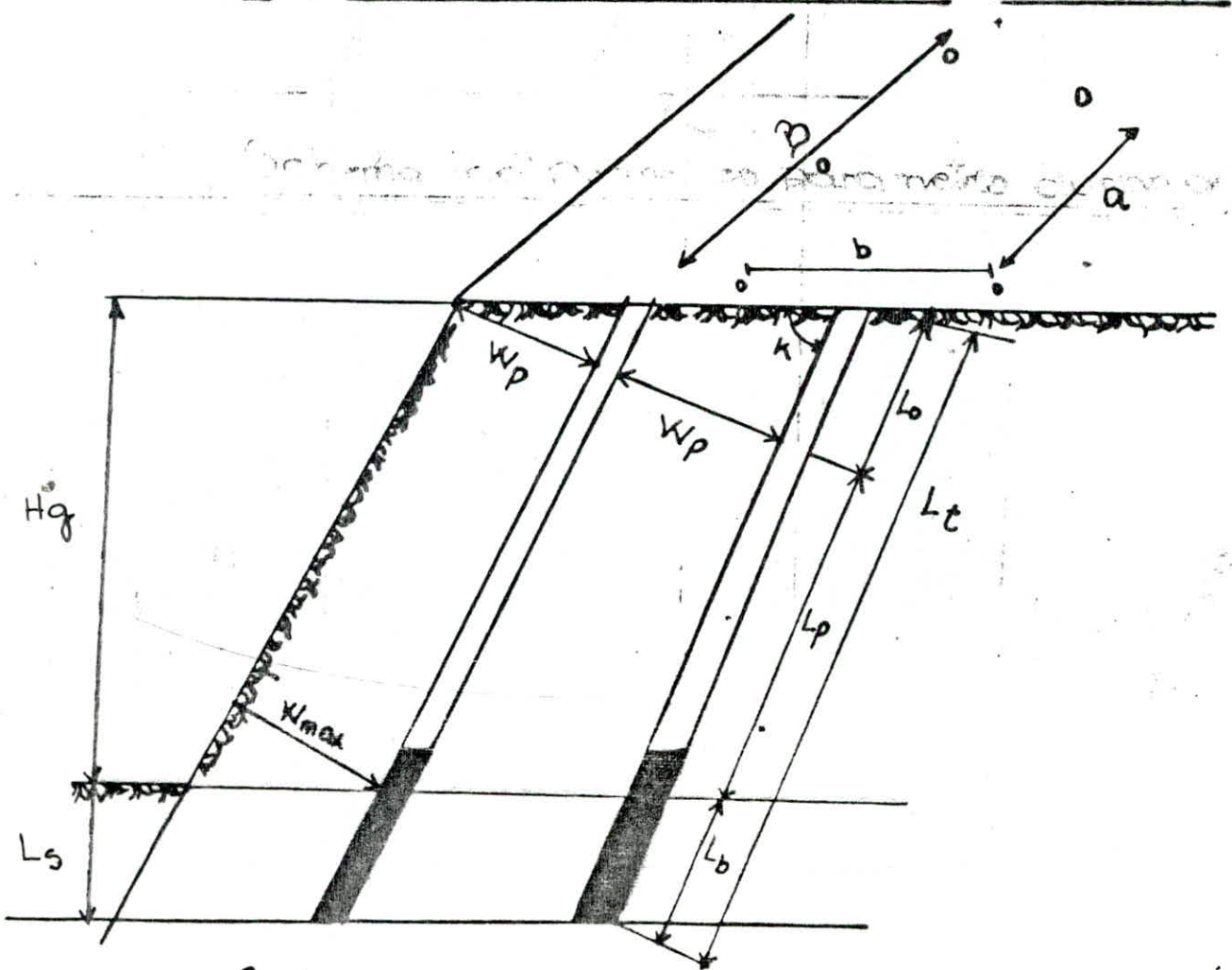
- les gradins ont une surface tenant mieux par suite d'inclinaison.
- la fragmentation de la roche est meilleure, et l'explosion est moins violente.
- la consommation d'explosif est moindre.
- les trous peuvent être plus espacés et plus écartés.
- l'inconvénient du "rebord" se trouve éliminé.

-  Bourrage
-  charge de colonne
-  charge de fond.

-  Zone d'approvisionnement les gros blocs.
-  Ondes réfléchies par la tête du tir.
-  Ondes non réfléchies.



Effets de l'inclinaison des trous sur la fragmentation



Schema indiquant les paramètres du plan de tir

- l'hyper-abattage se trouve diminué.
- les vibrations du sol sont moindres.

Comme par exemple de ces avantages dans le cas de la consommation d'explosifs, nous donnerons la relation suivante où figure le coefficient f :

$$Q_a = f \cdot Q$$

- où :
- Q_a - quantité d'explosif pour une face inclinée.
 - Q - quantité de la consommation d'explosif pour une face verticale
 - f - coefficient de réduction de la consommation d'explosif.

Inclinaison de la face	: I	3 : I	2 : I	Libre (sans enchassement)
f	I	0,9	0,85	0,75

A première vue, ces avantages ne sont absolument pas évidents; l'inclinaison de trou étant faible. Mais si l'on examine la technique de l'explosion et de la rupture dans la roche, les raisons en paraissent simples.

- I - La rupture de la roche n'a pas lieu sous l'action de l'onde de compression, mais en réalité; sous l'effet de la distension de l'onde de choc réfléchie par la surface libre.

Si nous considérons le point A (fig.2) comme centre de la charge concentrée du fond, nous apercevons qu'à peine 25% (90°) de l'énergie du choc libérée par réflexion, dans le cas d'un trou vertical.

Un trou incliné de 45° fait augmenter ce rendement jusqu'à 37,5% (135°). Le gain de 12,5% (45°) est dû à l'utilisation des ondes de choc formées en dessous de la perpendiculaire du trou au point A.

- 2 - Le volume de la roche vis à vis de la bourre ressent plus l'effet de l'onde de choc : c'est de cette zone que proviennent les blocs hors gabarit, lorsque le trou est incliné le volume de cette zone diminue sensiblement, la fragmentation se trouve ainsi améliorée.

Etant donné ses avantages, le forage en biais est de plus en plus utilisé dans les carrières et les mines.

IV - 3 : CALCULS DES PARAMETRES DE TIR

L'objet principal de la plupart des différents tirs dans des roches est de produire une cavité pour le chargement d'explosifs qui permet d'obtenir un bon résultat technique. Il est bon et donc très important de tenir compte de tous les renseignements disponibles pour avoir une détermination correcte de l'emplacement des trous et de la quantité d'explosifs nécessaires. A cette fin, des formules empiriques ont été conçues, basées sur l'expérience et les essais pratiques.

Il faut tenir compte du fait que les caractéristiques de la roche sont souvent difficiles à déterminer et peuvent varier d'un endroit à l'autre. Considérer les valeurs calculées, comme des références, qu'il sera probablement nécessaire de modifier pendant les travaux pour avoir un bon résultat.

- Les paramètres du plan de tir à trous inclinés

- d_t - diamètre du trou de forage, (mm)
 H_g - hauteur du gradin, (m)
 w_{max} - banquette maximale, (m)
(ligne de moindre résistance au pied du gradin)
 l_t - profondeur du trou, (m)
 F - forage faussé, (m)
 w_p - banquette pratique, (m)

- b - espacement des rangées, (m)
- a - espacement des trous, (m)
- l_s - sous forage
- I_f - concentration de la charge de fond, (kg/m)
- l_{chf} - hauteur de la charge de fond, (m)
- l_b - hauteur de la bourre, (m)
- l_{cha} - hauteur de la charge allongée, (m)
- I_a - concentration de la charge allongée, (kg:m)
- Q_f - poids de la charge de fond, (kg)
- Q_a - poids de la charge allongée, (kg)
- Q - charge totale par trou, (kg)
- q - charge spécifique, (kg/m³)
- n - nombre de trous, (unités)
- B - largeur du front d'attaque,
- g - forage spécifique, (mètres forés/m³).

IV-3-I : Calcul de charge par trous inclinés

En partant du diamètre du fond du trou et de la hauteur de gradin, on peut calculer la charge.

- banquette maximale :

(W_{max}) ou la ligne de moindre résistance au pied du gradin.

Elle est déterminée par :

- le diamètre du fond du trou (d_t).
- la puissance poids de l'explosif utilisé dans la charge de fond (s).

.../...

- le degré de compression de la charge de fond (p).
- la constante de la roche (tirabilité) (c).
- la contrainte du trou (f).
- la relation $(\frac{a}{w_p})$.

Afin d'éviter trop de variables dans les calculs, il s'est montré utile d'adapter les méthodes de calcul aux conditions suivantes :

- explosif dynamex B (s = 1,0).
- compression précise de la charge de fond (p = 1,25 kg/dm³).
- abattage normal de la roche (c = 0,4 kg/m³).
- inclinaison 3 : 1 (f = 1,0).
- $H_g > 2 W_{max}$
- $a/w_p = 1,25$

ce qui nous permet d'obtenir :

$$W_{max} = \frac{45 d_t}{1000}$$

- le sous-forage (l_s)

Afin d'éviter des rebords au-dessus du fond théorique du trou, le forage se fait jusqu'à une certaine profondeur en dessous de ce niveau.

On calcule normalement :

$$l_s = 0,3 W_{max} , \quad m$$

mais le minimum est $10 d_t$, d_t en m

- profondeur du trou (l_t) et inclinaison k du trou

Afin de réduire la contrainte et par là obtenir un meilleur résultat, il est recommandé

de faire incliner les trous par rapport au plan vertical. Il est normal de chercher une inclinaison du trou 3 : I, ce qui donne :

$$l_t = 1,05 (H_g + l_s) , m$$

K - constante tenant compte de l'inclinaison. Pour d'autres inclinaisons, on utilise la formule :

$$l_t = K (H_g + l_s) , m$$

Inclinaison	10 : I	3 : I	2 : I	1 : I
k	1,005	1,05	1,12	1,41

- dosage faussé, (F) ou déviation

Un forage faussé normal est causé par :

- amorçage faux : 3 x d (d en mm)
- alignement faux : 0,03 m/m foré

$$F = \frac{3 \times d_t}{1000} + \frac{3 \times l_t}{100} , m$$

- banquette pratique (W_p)

Lors du forage d'un trou, à l'amorçage ainsi qu'à l'alignement, il faut toujours envisager une déviation par rapport à la position prévue. C'est pourquoi, on calcul la banquette pratique en tenant compte de cette déviation :

$$W_p = W_{max} - F , m$$

Cette formule exige un forage précis. Souvent la déviation est plus grande que celle supposée ci-dessus. Dans certaines limites, on peut utiliser une formule simplifiée :

$$W_p = d_t , \quad W_p \text{ en m}$$

$$d_t \text{ en pouces}$$

.../...

- espacement des rangées (b)

Pour marquer l'emplacement des trous on se sert d'une mesure horizontale :

$$b = W_p \cdot K$$

K = 1,05 pour une inclinaison 3 : 1

$$b = 1,05 \cdot W_p$$

- espacement des trous (a)

$$a = 1,25 W_p$$

Sans changer, ni le forage spécifique la charge spécifique, on obtient normalement les résultats suivants, un changement du rapport $\frac{a}{W_p}$

$\frac{a}{W_p} > 1,25$ donne une fragmentation plus fine.

$\frac{a}{W_p} < 1,25$ donne une fragmentation plus grosse.

Le maintien du forage et de la charge spécifique signifie que la superficie par trou $a \times W_p$ est maintenue, même quand le rapport $\frac{a}{W_p}$ change.

- forage spécifique (g)

Normalement, le calcul du forage spécifique se fait en partant du nombre de mètres forés dans une rangée contenant (n) trous. Ainsi, le volume ferme de roches par rangée sera : $b \times H_g \times B$ où B indique la largeur du tir :

$$g = \frac{n \times l_t}{b \times H_g \times B}, \text{ mètres forés/m}^3$$

- calcul de la charge

Pour le Dynamex B d'un degré de compression de 1,25 kg/dm³, la formule suivante donne

la concentration de charge :

$$I_f = \frac{d_t^2}{1000} , \text{ kg/m}$$

Afin d'obtenir un résultat parfait dans le fond, il est important d'avoir une hauteur de la charge de fond qui correspond à la formule suivante :

$$L_{\text{chf}} = 1,3 W_{\text{max}}$$

Ainsi le poids de la charge de fond (Q_f)

$$Q_f = I_f \cdot l_{\text{chf}}$$

- bourrage (l_b)

La partie non chargée du trou, le bourrage est normalement déterminé par :

$$l_b = W_p , \text{ m}$$

Cette partie est à remplir d'un matériel inerte comme par exemple le sable ou même les débris de forage.

Dans le cas où " $l_b < W_p$ ", c'est à dire un niveau plus haut de la charge dans le trou, il y a un risque de projection de pierre de surface et fragmentation diminue. De même, " $l_b > W_p$ " donne une fragmentation plus grosse de la roche de surface.

- la charge allongée

La charge allongée a pour but d'abattre la partie de la roche au-dessus de la charge de fond. La concentration de la charge allongée peut être moins élevée que celle de la charge de fond, comme cette dernière doit arracher également la roche de du fond :

$$I_a = 40 \text{ à } 60 \% I_f , \text{ kg/m}$$

- la hauteur de la charge allongée

$$L_{\text{cha}} = l_t - l_{\text{chf}} - l_b$$

- poids de la charge allongée par trou

$$Q_a = I_a \cdot l_{\text{cha}} , \text{ kg}$$

.../...

- charge totale par trou

$$Q = Q_a + Q_f, \text{ kg}$$

- charge spécifique, q

Elle est calculée par :

$$q = \frac{n \cdot Q}{a \cdot B \cdot H_g}, \text{ kg/m}^3$$

IV-3-2 : Conditions divergentes lors de l'abattage en gradin

Lorsqu'on a une constante de roche (c) autre que 0,4 kg/m³, cette constante varie entre 0,2 (très facile à abattre) et 1,2 (très difficile à abattre). Pour les valeurs autres que 0,4 kg/m³, la formule pour W_{max} doit être modifiée comme suit :

$$W_{\text{max}} = \frac{45 d_t}{1000} \sqrt{\frac{0,4}{c}}, \text{ m}$$

- degré de compression P autre que 1,2
1,25 kg/dm³

Dans le cas où on peut envisager un degré de compression autre que 1,25 kg/dm³, il y a lieu de modifier W_{max} ainsi que I_b.

Par exemple : lors du chargement avec de la gélatine à l'aide d'un appareil à charger **et** robot, il est possible d'atteindre un degré de compression jusqu'à 1,4 kg/dm³.

D'autre part, le chargement de cartouche à l'aide d'un bourroir donne souvent un degré de compression moins élevé que 1,25 kg/dm³, à moins que le travail soit fait minutieusement cartouche par cartouche :

$$W_{\text{max}} = \frac{45 d_{\text{tr}}}{1000} \sqrt{\frac{P}{1,25}}, \text{ m}$$

.../...

Lorsqu'il est question de la gélatine en tube plastique, on commence par calculer I_f , obtenu par le poids et la longueur de la cartouche et éventuellement la compression des cartouches pendant le chargement. Ensuite on calcule W_{max} comme suit :

$$W_{max} = 1,42 \sqrt{I_f} \quad , \quad m$$

- explosifs autres que la gélatine ou Dynamex B

Il est également nécessaire de modifier W_{max} et I_f . Alors, il est indispensable que la puissance de poids (S) par rapport à cet explosif, ainsi que le degré de compression soient connus :

$$W_{max} = \frac{45 d_t}{1000} \sqrt{\frac{P.S}{1,25}} \quad , \quad m$$

$$I_f = \frac{d_t^2}{1000} \sqrt{\frac{P}{1,25}} \quad , \quad kg/m$$

- inclinaisons de trou autres que 3 : 1

Comme W_{max} dépend de la contrainte f, laquelle à son tour, dépend de l'inclinaison du trou on obtient :

$$W_{max} = \frac{45 d_t}{1000} \sqrt{\frac{I}{f}} \quad , \quad m$$

Les valeurs f pour différentes inclinaisons de trou, ressortent du tableau ci-dessous.

Sachant que la profondeur du trou (l_t), change lorsque l'inclinaison change (facteur "k").

Inclinaison du trou	: I	10 : I	3 : I	2 : I	I : I
f	1,11	1,075	1,00	0,95	0,83
k	1,00	1,005	1,05	1,12	1,41

- Autres conditions particulières de divergences

Parfois, il est nécessaire de modifier les formules et les calculs par exemple :

- hauteur du gradin inférieur à $2 W_{\max}$ (cas aplatissement).
- demande spéciale pour la fragmentation.
- lorsqu'il faut tenir compte des vibrations du sol.
- demande spéciale pour une surface unie.
- lorsqu'il faut tenir compte de projection de roches.

T A B L E A U - IV - 3 - I

---ooo0ooo---

d_t (mm)	H_g (m)	B (m)	W_{max} (m)	F (m)	W_p (m)	l_s (m)	l_t (m)	b (m)	a (m)	n (unité)	g mètre foré /m ³	I_f (kg/m)	I_a (kg/m)	$l_{ch.f}$ (m)	$l_{ch.a}$ (m)	l_b (m)	Q_f (kg)	Q_a (kg)	Q (kg)	q (kg/m)
160	20	30	7	11	5,8	2,1	23,2	6	7,5	4	0,025	25,6	12,8	9,1	8,3	5,8	232,9	106,2	339,1	0,37
130	15	30	5,7	0,9	4,9	1,7	16,7	5,1	6,1	5	0,027	16,9	3,4	7,5	3,2	4,9	125,2	35,9	161,1	0,35
90	10	30	4,9	0,6	3,3	1,2	11,7	5,4	4,1	9	0,109	8,1	4	5	3,5	3,3	40,5	14	54,5	0,31

- Tableau montrant les valeurs calculées de la consommation spécifique de l'explosif en fonction de la hauteur de gradin (20, 15, 10 m) ,et du diamètre du trou respectif (160, 130, 90 mm)

B - largeur du front d'attaque est fixée à 30 m

n - nombre de trous par rangée

a - distance entre les trous

$$n = \frac{B}{a}$$

IV - 4 : CALCUL DES PARAMETRE DE TIR A TROUS VERTICAUX

L'exploitation dans la carrière se fait avec des gradins de hauteur 20, 15 et 10 m avec des diamètres de trous respectifs 160, 130 et 90mm. L'angle d'inclinaison des trous de mine par rapport au plan horizontal est $\beta = 90^\circ$.

- longueur de sous-forage :

$$l_s = k_s d_t$$

où : k_s - coefficient tenant compte des propriétés des roches et l'inclinaison du trou.

$$k_s = 10$$

d_t - diamètre du trou

- longueur du trou de forage :

$$l_t = \frac{H_g}{\sin \beta} + l_s$$

- consommation spécifique calculée d'explosif

$$q = q_{et} k_{exp} k_f k_d k_c k_v k_{sd} \quad) \text{ g/m}^3$$

où : q_{et} - consommation spécifique étalon de l'explosif

K_{exp} - coefficient de transformation de l'explosif étalon à celui utilisé en carrière.

Pour notre cas, on prend la consommation spécifique réelle de la carrière de Meftah (q_r) $q_r = 20 \text{ g/m}^3$

$$q = q_r k_f k_d k_c k_v k_{sd} \quad) \text{ g/m}^3$$

où : k_f - coefficient tenant compte de l'influence de la fissurité.

$$k_f = 1,2 L_m + 0,2$$

L_m - dimension du bloc naturel (pour Meftah

$$L_m = 0,5 \text{ à } 1,25 \text{ m}$$

on prend : $k_f = 1,2$

.../...

k_d - coefficient tenant compte du degré de fragmentation nécessaire dans les conditions données.

$$k_d = \frac{0,5}{d_m}$$

d_m - dimension moyenne nécessaire du morceau de la roche fragmentée , m.

$$d_m = 0,25 \quad \text{donc } k_d = 2$$

k_c - coefficient tenant compte du degré de concentration réelle de la charge.

$$k_c = 0,95$$

k_v - coefficient de correction tenant compte de l'influence de volume de roche à abattre.

$$k_v = \sqrt[3]{\frac{15}{h_g}} \quad \text{pour } h_g \leq 18m$$

$$k_v = \sqrt[3]{\frac{h_g}{15}} \quad \text{pour } h_g > 18m$$

k_{sd} - coefficient tenant compte du nombre de surface
 $k_{sd} = 8$

gradin : - ligne de moindre résistance au pied du

$$W = \frac{\sqrt{0,5 P^2 + 4 m q P h_g l_t} - 0,75 P}{2 m q H_g} , m$$

où : P - capacité métrique du trou , kg/m $P = 785 d_t^2 \Delta$

Δ - densité d'explosif , kg/dm³

La Marmanite $\Delta = 0,95$ kg/dm³ et l'Anfonil $\Delta = 0,90$ kg/dm³.

Pour le calcul on prend la densité de la Marmanite.

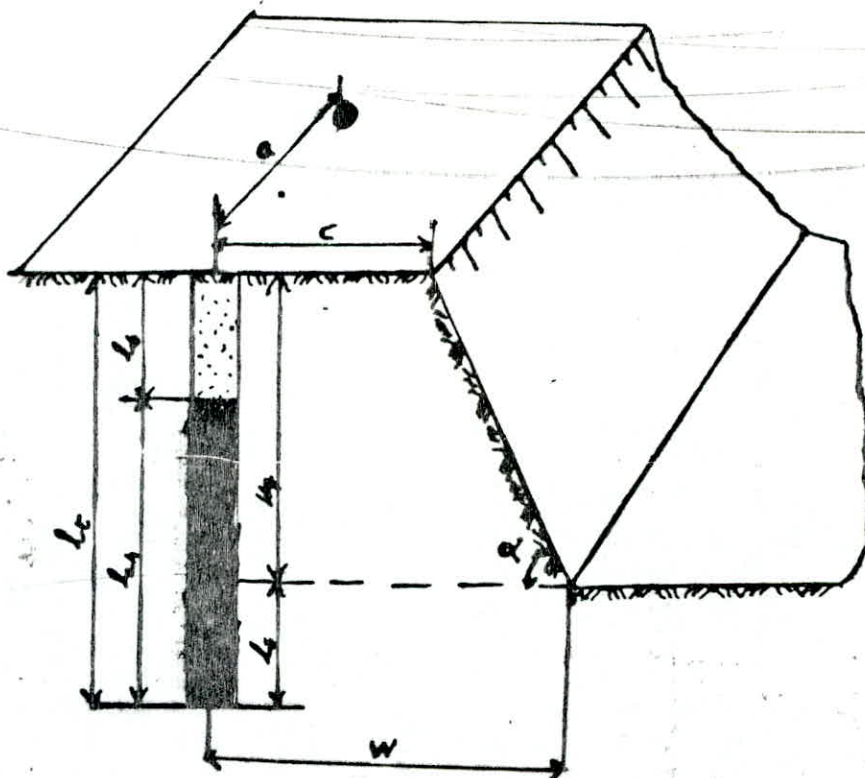
m - coefficient de rapprochement des trous qui dépend de la tirabilité des roches.

$$m = 0,8 \div 1,4$$

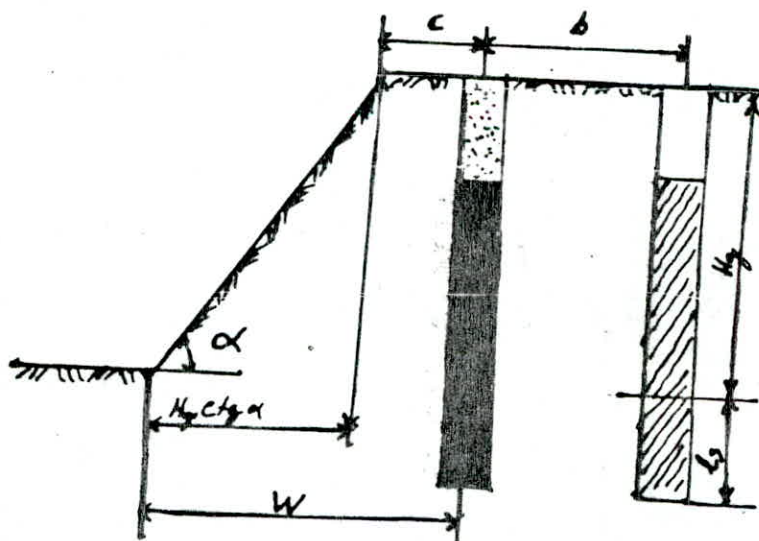
pour un massif très fissuré comme celui de Meftah

$$m = 1,2$$

a)



b)



a) et b) - COUPES SCHEMATIQUES MONTRANT LES PARAMETRES DE PLAN DE TIR A TROUS VERTICAUX -

- q - consommation spécifique d'explosif , kg/m³
 H_g - hauteur du gradin , m
 l_t - longueur du trou , m

Après le calcul de W , on vérifie d'après la condition de sécurité du travail que :

$$W \geq H_g \cdot \text{ctg} \alpha + C , \text{ m}$$

α - angle de talus du gradin

C - distance minimale admissible de l'arrêt supérieur du gradin jusqu'à l'axe de trou de la première rangée : $C = 3\text{m}$

$$W_{\text{min}} = H_g \cdot \text{ctg} \alpha + C$$

on doit avoir $W > W_{\text{min}}$

- distance entre les trous :

$$a = m \cdot w , \text{ (m)}$$

- distance entre les rangées :

$$b = 0,85 a$$

- quantité de charge pour un trou :

1ère rangée : $Q_{\text{ch}(1)} = q \cdot H_g \cdot w \cdot a , \text{ kg}$

2ème rangée : $Q_{\text{ch}(2)} = q \cdot H_g \cdot b \cdot a , \text{ kg}$

- longueur de charge et de bourrage :

1ère rangée : $l_{\text{ch}(1)} = \frac{Q_{\text{ch}(1)}}{P} , \text{ m}$

bourrage : $l_{\text{b}(1)} = l_t - l_{\text{ch}(1)}$

P - capacité métrique du trou

2ème rangée : $l_{\text{ch}(2)} = \frac{Q_{\text{ch}(2)}}{P}$

bourrage : $l_{\text{b}(2)} = l_t - l_{\text{ch}(2)}$

.../...

- débit moyen de la masse minière :

$$j_m = \frac{Q_{ch(1)} + Q_{ch(2)}}{n l_t q}, \quad m^3/m$$

où : n - nombre de rangées de trous

n = 2 dans notre cas

IV-4-I : Plate-forme de travail

La longueur de la plate-forme de travail est commandée par les dimensions des engins de déblaiement, de transport et par la technique de tir.

Pour un abattage à l'explosif, la largeur minimale de la plate-forme de travail est :

$$L = Z + T + D + X + A, \quad m$$

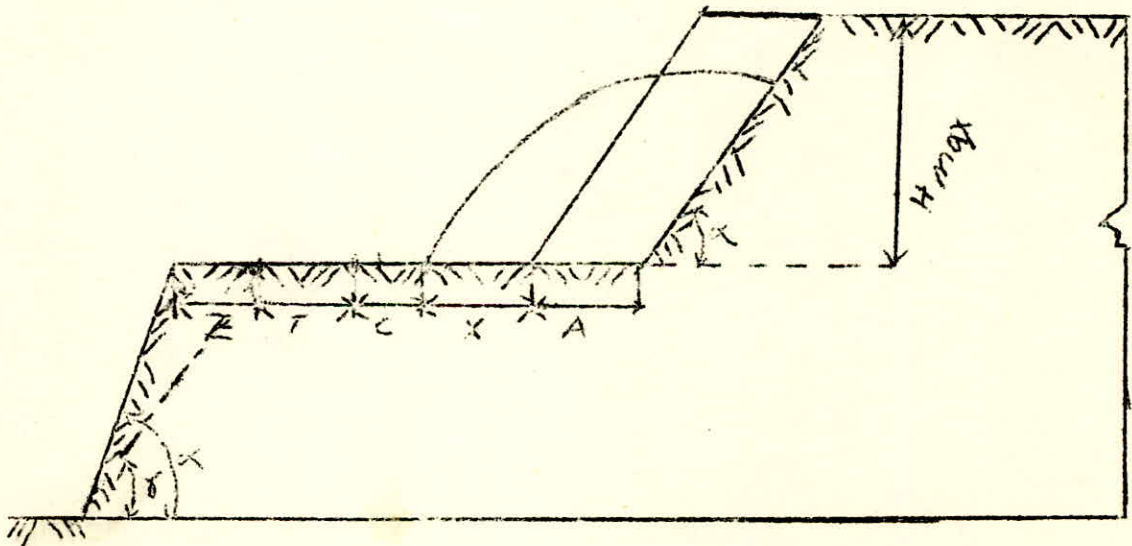


Plate-forme de travail (abattage à l'explosif)

$$Z = h_g \max (\cotg \beta - \cotg \alpha), \quad m$$

.../...

Pour les roches calcaire de dureté 2 ÷ 4

$$\delta = 60^\circ, \quad \alpha = 70^\circ$$

Z - la largeur du prisme éventuel d'éboulement.

T - la largeur de la voie de transport, m.

D - distance entre l'arrêt inférieur du tas et la voie de transport, m.

X - la largeur du tas de roches abattues en dehors de l'enlevure, m.

$$X = 2 \times H_g$$

A - la largeur de l'enlevure en massif, m.

$$A = n \times w$$

N - nombre de rangées.

W - ligne de moindre résistance, m.

IV-4-2 : Plate forme de sécurité

La plate-forme de sécurité est égale à :

$$P_s = 0,2 \times H_g$$

H_g - hauteur du gradin

Tableau des paramètres de plan de tir à trous verticaux

T A B L E A U - IV - 3 -

---ooo0ooo---

H_g (m)	d_t (mm)	l_s (m)	l_t (m)	q (kg/m ³)	P (kg/m)	W (m)	W_{min} (m)	a (m)	b (m)	$Q_{ch(1)}$ (kg)	$Q_{ch(2)}$ (m)	$l_{ch(1)}$ (m)	$l_{ch(2)}$ (m)	$l_{b(1)}$ (m)	$l_{b(2)}$ (m)	j_m (m/m ³)	Z (m)	T (m)	X (m)	
20	160	1,6	21,6	0,4	19	5,9	5,7	7	5,9	330,04	280	17,3	14,7	4,3	6,9	35,32	18	10	40	I
15	130	1,3	16,3	0,36	12,6	5,2	5	6	5,1	191,1	165,2	15,1	13,1	1,2	3,2	30,3	14	10	30	IC
10	90	0,9	10,9	0,34	6	4,2	4,3	5,2	4,3	106,4	106,4	7,3	6,9	3,6	4	25,7	8	10	20	8

- Pour le gradin avec $H_g = 10$ m et $d_t = 90$ mm, on arrive au cas où $W_{min} < W$, pour corriger m, on note $m' = \frac{P(l_t - l_b)}{q H_g (H_g \cos \alpha + C)^2}$

P_s (m)	D (m)	L (m)
4	3	83
3	3	67
2	3	49,

Le calcul des paramètres du plan de tir par ces variantes, fait ressortir plusieurs aspects positifs pour la poursuite de l'exploitation de la carrière de Meftah.

- la variante à trous inclinés pour des raisons liées à son utilisation, on peut entrevoir ici :

- . une bonne tenue de roches, ou la fissurité accentuée de certains gradins.
- . une fragmentation des blocs à un niveau requis.
- . une diminution de vibrations dans le massif.

- le plan de tir à trous verticaux trouve aussi son importance, car les tirs à trous inclinés malgré tout, exige un matériel adapté, un temps de forage plus longs avec une certaine attention dans l'alignement, un personnel qualifié. En cas de défaillance de ces conditions, on doit obligatoirement faire recours à un forage de trous verticaux. Cette variante est aussi la plus indiquée pour les travaux d'ouverture de tranchée pour des raisons de commodité.

Pour mieux appréhender de ces deux variantes, il faudrait aussi tenir compte du volume de roches abattues par un trou, soit V_r ce volume.

$$V_r = a \cdot W_{\max} \cdot H_g \quad , \quad m^3$$

ou :

V_r - volume de roches abattues par trou,

a - distance entre les trous d'une même rangée,

H_g - hauteur de gradin.

.../...

Variantes	H _g (m)	W (m)	a (m)	V _r (m ³)
Forage à trous in- clinés	20	5,9	7	826
	15	5,2	6	468
	10	4,2	5,2	218,4
Forage à trous ver- ticaux	20	7	7,5	1050
	15	5,7	6,1	521,5
	10	4,9	5,4	264,6

On voit à partir de ce tableau que le volume de roches abattues par un trou en forage incliné est supérieur à celui de forage vertical.

IV - 5 : DISPOSITIONS PARTICULIERES SUR L'ENVIRONNEMENT DES EFFETS DES TIRS

La carrière de calcaire de Meftah est située dans un carreau où se trouvent des habitations. Certaines dispositions pour la sécurité des populations et installations environnantes dans ce genre de cas, pour la poursuite judicieuse des travaux miniers doivent être prises. Ces effets dynamiques pouvant aggraver la fissurité des gradins pendant les travaux de tir méritent aussi une attention particulière. Pour cela, nous allons montrer l'impact des vibrations issues de l'explosion et envisager une solution à travers l'exécution des "tirs soignés".

IV-5-I - les vibrations du sol

Les vibrations du sol se définissent comme étant des mouvements ondulatoires dans le sol, provoqués par la propagation d'ondes sismiques.

Les vibrations du sol (vibrations telluriques) qui sont une forme de transport d'énergie dans le sol, peuvent causer des dégâts importants.

Les ondes sismiques sont une forme compliquée de mouvements ondulatoires, composés de plusieurs types d'ondes (onde P, onde S, onde R).

=

La grandeur des vibrations dépend de :

- la quantité de charge maximale en action.
- des conditions de l'explosion.
- des caractéristiques de la roche.
- de la distance par rapport au point d'explosion.
- de la géologie (composition du sol, des couches stratifiées).

En adaptant la méthode de tir, les procédés de forage et de bourrage on peut contrôler l'importance des vibrations.

Pour réduire les vibrations du sol, il faut diminuer la quantité de charge totale. On peut le réaliser comme suit :

- la quantité d'explosif est répartie dans le temps et sur plusieurs intervalles, grâce à l'élément de retardement monté sur les capsules d'explosif.

- on utilise pas au maximum le volume des trous de forage plus dense.
- la quantité de charge déterminée pour chaque trou de mine est divisée entre plusieurs moments d'allumage.
- division du gradin.
- l'inclinaison des trous montre que les conditions de propagation des ondes sont modifiées.

Les facteurs géologiques jouant sur la vibration du sol sont diverses et multiples. Dans la pratique, il est souvent difficile d'indiquer une vitesse de propagation déterminée pour les différentes espèces de sols qu'ils soient **terreux** ou rocheux.

Chaque milieu géologique se caractérise par des propriétés vibratoires propres qui déterminent la propagation des vibrations.

Ces propriétés proviennent des facultés suivantes :

- constantes élastiques du sol (module d'élasticité, ou de poussée) déterminant les vitesses de propagation des ondes).
- le type de sol et sa richesse qui déterminent la fréquence et les types d'ondes.
- l'humidité du sol, la situation de la nappe d'eau profonde.
- la topographie et la morphologie peuvent contribuer à la concentration des ondes sismiques.
- les facultés d'amortissement du sol (amortissement géométrique) et amortissement inhérent à la matière.

IV-5-2- "tir soigné"

Les méthodes de calcul sont basées sur le fait que les vibrations du sol dépendent de la totalité de la charge utilisée. Cette charge maximale devra donc être répartie entre l'ensemble des trous.

On peut réduire cette charge maximale par l'un des procédés ci-dessous :

- schéma d'allumage :

En réalisant le nombre de trous de mine ayant le même numéro de retards, de façon à obtenir la charge totale maximale.

- réduction et espacement de la charge : en utilisant, dans un trou de mine, deux charges ayant des retards différents.

- gradins divisés :

En abattant un gradin en deux ou plusieurs cycles, chacun ayant exactement la moitié de la hauteur du gradin.

- abattage "soigné" de gradin

- schéma d'allumage :

Démarrage avec des numéros d'intervalles plus élevés :

I6. I5. I4. I5. I7. I8. I9. I9. 20.

I4. I3. I2. I3. I4. I6. I7. I8. I9.

I2. II. II. II. I2. I3. I5. I6. I7.

- réduction et espacement de la charge :

. méthode de calcul :

Lorsqu'on connaît la vibration du sol acceptable et la distance entre le tir et l'objet, on peut trouver la charge totale maximale ($Q_{\text{co-ord}}$) sur le tableau distance/charge.

Alors on vérifie si l'on peut effectuer un tir normal ou non, avec la charge maximale par trou. Dans le cas contraire, on peut procéder comme suit.

Les calculs sont basés sur la charge spécifique (q) en kg/m^3 pour l'abattage en gradin.

- espacement

I - calculer le volume de roche que chaque trou de mine peut traiter

$$\text{volume} = \frac{Q_{\text{co-ord}}}{q} \quad (\text{m}^3)$$

.../...

- 2 - calculer la surface théorique que chaque trou de mine peut traiter :

$$\text{surface} = \frac{\text{Volume}}{H_g} \quad (\text{m}^2)$$

H_g = hauteur du gradin

3 - réduction de la charge $W_p = \sqrt{\frac{\text{surface}}{1,25}}$

espacement pratique $a = 1,25 W_p$

L'espacement pratique est adapté à la largeur du gradin.

- 4 - forage faussé :

$$F = \frac{3 dt}{1000} + \frac{3 lt}{100} \quad (\text{m})$$

- 5 - sous-forage :

$$l_s = 0,3 (W_p + F) \quad , \quad (\text{m})$$

- 6 - profondeur du trou d'inclinaison (3 : I)

$$l_t = 1,05 (H_g + l_s) \quad , \quad (\text{m})$$

- 7 - charge maximale :

$$W_{\text{max}} = W_p + F$$

- charge de fond

- 8 - concentration de la charge de fond

$$I_f = \frac{W_{\text{max}}^2}{2} \quad (\text{kg/m})$$

- 9 - hauteur de la charge de fond

$$l_{\text{chf}} = 1,3 W_{\text{max}} \quad , \quad (\text{m})$$

- 10 - poids de la charge de fond

$$Q_f = I_f \cdot l_{\text{chf}}$$

- charge allongée

- II - poids de la charge allongée

$$Q_a = Q_{\text{co-ord}} - Q_f$$

I2 - bourrage :

l_b - doit être déterminée en fonction de W_p et de la concentration de la charge dans la colonne. Normalement $l_b = W_p$, mais ne doit pas être inférieur à 0,7 m.

I3 - hauteur de la charge allongée :

$$I_a = \frac{Q_a}{I_{cha}} \quad , \quad (\text{kg/m})$$

Choisir une unité de charge convenable.

I5 - poids de la charge totale :

$$Q = Q_a + Q_f \quad , \quad (\text{kg})$$

vérifier que $Q \leq Q_{\text{co-ord}}$

Dans le cas contraire, il faut si possible, réduire la charge de la colonne. Autrement, il faut réduire davantage la charge et l'espacement.

T A B L E A U - I V - 5

---ooo0ooo---

H_g (m)	Q_{co-ord} (kg)	q (kg/m ³)	D (m)	V (m ³)	S (m ²)	W_p (m)	a (m)	F (m)	l_s (m)	l_t (m)	I_f (kg/m)	l_{cmt} (m)	Q_f (kg)	Q_a (kg)	l_{cha} (m)	l_b (m)	I_q (kg/m)	Q_{tc} (kg)
20	232	0,37	150	627	31	5	6,2	1,1	1,8	22,8	18,6	7,9	146,9	85,1	9,9	5	8,5	232

- Pour une distance de D = 150 m et une charge totale maximale $Q_{co-ord} = 232$ kg dans un gradin de 20m de hauteur et une charge spécifique $q = 0,37$ kg/m², on calcule ici les paramètres d'un tir soigné.

- C O N C L U S I O N -

---oooOooo---

L'ensemble d'études entreprises sur le massif calcaire et les propriétés de ses roches, nous a permis de retenir un certain nombre de résultats pour la poursuite judicieuse des travaux miniers dans la carrière de Meftah.

- Les conditions géologiques-minières de ce calcaire de MIOCENE, peuvent bien répondre aux conditions d'exploitation de la carrière pour la production du ciment dans la région I.

- L'étude pétrographique et chimique pour l'analyse des sondages réalisés par la firme canadienne WATTS, Griffis and Mc QUAT Limited et les observations des lames minces montre un changement de faciès remarquable dans le profil (verticalement) et latéralement vers l'Est.:

. dans le profil, on distingue bien de haut en bas : le calcaire pur, le calcaire impur et le calcaire impur silicieux. Le tout reposé sur une couche d'argile bleue.

. le changement de faciès latéral vers l'Est, montre comment le calcaire pur se dégrade, devenant conglomératique, à matrice ruditique avec une augmentation de silice très remarquable (atteignant souvent plus de 10%). alors que dans les autres parties de la carrière on a deux types de calcaire.

. un calcaire à calcite arénitique bio à lithoclastique, dont la matrice est microsparitique et micritique.

Les observations de la carrière notent que le calcaire avec une granulométrie plus fine de certaines zones, constitue le calcaire le plus compacte. Une étude plus poussée des différentes structures est donc très souhaitable.

. il existe des directions de fractures : fractures horizontales et fractures verticales souvent en liaison avec le faciès, une étude technique et de changement de types de fractures en relation avec la pétrographie serait très importante.

+ Dans la détermination des propriétés physico-mécaniques de la masse volumique, de la masse spécifique, de la porosité et la résistance à la compression sur les six (6) points d'échantillonnage prélevé dans la carrière de Meftah, montre que :

- la masse volumique varie de 2,19 à 2,39 g/cm³ dont la moyenne est de 2,3 g/cm³,
- la masse spécifique va de 2,47 à 2,72 g/cm³ et dont la moyenne est de 2,6 kg/cm³,
- la porosité varie de 5,5 à 18 %,
- le degré de saturation allant de 4,86 à 5,48,
- la résistance à la compression va de 139 à 340 kg/cm².

Dans l'étude des conditions techniques, nous avons apprécié le degré de fissurité de la carrière, ce qui la divise en trois zones, par l'analyse de l'intensité de fissuration et de l'indice acoustiques:

- zone de moyenne fissurité,
- zone de grande fissurité,
- zone de très grande fissurité.

Les conditions d'exploitation de cette carrière imposent :

- une exploitation de haut en bas,
- un forage de trou de diamètre de 160mm pour les gradins de plus de 18m de hauteur,
- un chargement de trous secs avec la nitrate d'ammoniaque et un chargement de trous humides avec la gélatine,
- le plan d'amorçage doit comporter le cordeau détonant et les détonateurs électriques à micro-retard.

.../...

Le calcul des paramètres du plan de tir est beaucoup plus favorable pour le rendement de la carrière pour le forage de trous inclinés, même comme les conditions de réalisation de cette variante imposent un matériel spécial et des techniques précises. L'utilisation des trous verticaux s'avère pourtant nécessaires pour l'ouverture des tranchées et peut bien suppléer en cas de défaillance pratique, des trous inclinés. Les conditions de sécurité pour l'environnement peuvent être prises par l'étude des vibrations du sol, lors des tirs et par là on peut apprécier les conditions d'utilisation de l'abattage soigné.

---oooOooo---

- B I B L I O G R A P H I E - X

- I - BONSTEDT - Kupletskaja, E.M. (1954)
Die Bestimmung des Spezifischen Gewichtes Von Mineralien
G. Fische Verlag, Jena (Traduction de russe)

- 2 - HERBERT PFORR - Géotechnik und Ingénieur Géologie (1973)
I.B.G - Richtlinien zur Ermittlung Von Géoméchanischen
Keunziffern der Gesteine und des Gebirgsmassivs.

- 3 - LANGBEIN / Peter / SCWAHN
Karbonat und Sulfatgesteine

- 4 - WILSON. J.L, Spinger, Berlin (1975)
Carbonate faciès in géologie History

- 5 - J. GUILLEMAT
Eléments de Géologie

- 6 - L. BLES - B. Feuga Orléans - B.R.G.M (1981)
Fracturation des roches : Notions de mécanique des roches.

- 7 - LAPADU - HARGUES P. Paris, Masson (1954)
Précis de minéralogie

- 8 - V. KOVALENKO, N. Ambartsou mian, K.M. Lahmar
Exploitation des carrières

- 9 - N. CHIBKA - O.P.U
Exploitation des gisements métallifères

- 10 - HERMANN
Précis de forage des roches

- II - K.M LAHMER - Thèse présentée par l'I.M.M. Annaba (1985)
Recherche sur la valorisation des gisements de matériaux
de construction d'Algérie.

- I2 - M.T. DAKHMOUCHE - Thèse présentée à l'I.M.M. Annaba (1984)
Recherche de la technologie et la constitution des ensembles d'engins lors de l'émottage mécanique des roches.
- I3 - Rapport de la E.R.C.C. - Meftah.
- I4 - Rapport de Surveyer, Nenniger et Chenevert - I.N.C.
Meftah.
- I5 - NITRONOBEL

-----oooooOoooo-----

